



全国煤炭高职高专“十一五”规划教材

# 矿井 瓦斯防治

主 编 王永安 朱云辉

煤炭工业出版社



中国矿业大学(北京)教材编审室策划  
全国煤炭高职高专“十一五”规划教材

- ① 矿山地质系列
- ① 工程测量系列
- ① 采矿工程系列
- ① 矿山机械系列
- ① 矿山机电系列
- ① 矿井通风与安全系列
- ① 矿山电气(自动化)系列
- ① 建筑工程系列
- ① 计算机科学系列
- ① 经济管理系列
- ① 基础课程系列



矿井通风  
煤矿开采与掘进  
矿井瓦斯防治  
矿山救护  
矿井火灾防治  
矿尘防治  
煤矿监测监控技术  
安全系统工程  
煤矿安全法律法规  
煤矿地质  
流体力学与流体机械  
普通电工学  
煤矿电工学

总策划: 张乃新  
丛书策划: 高专  
责任编辑: 高专王青  
封面设计: YG 绿野工作室

ISBN 978-7-5020-3188-6



9 787502 031886 >

定价: 24.00 元

全国煤炭高职高专矿井通风与安全类“十一五”规划教材

# 矿井瓦斯防治

主 编 王永安 朱云辉

副主编 李开学

煤炭工业出版社

·北 京·

## 内 容 简 介

本书是全国煤炭高职高专矿井通风与安全专业“十一五”规划教材之一,全书共分八章,内容包括煤层瓦斯的赋存与含量、矿井瓦斯涌出、矿井瓦斯爆炸及其预防、瓦斯浓度检测、瓦斯喷出及其预防、煤(岩)与瓦斯突出及其防治、矿井瓦斯抽放、实践教学等。

本书是煤炭高等职业院校、高等专科学校矿井通风与安全专业和采矿工程类各相关专业的通用教材,也可作为煤炭高级技师学院、中等职业学校、成人高校和煤矿干部培训的教材,同时可供从事煤矿设计、管理及工程技术的人员参考。

### 图书在版编目(CIP)数据

矿井瓦斯防治/王永安,朱云辉主编. —北京:煤炭工业出版社,2007.11

全国煤炭高职高专“十一五”规划教材

ISBN 978-7-5020-3188-6

I. 矿… II. ①王…②朱… III. 煤矿-瓦斯爆炸-防治-高等学校:技术学校-教材 IV. TD712

中国版本图书馆 CIP 数据核字 (2007) 第 147285 号

煤炭工业出版社 出版  
(北京市朝阳区芍药居 35 号 100029)

网址:www.cciph.com.cn  
北京京科印刷有限公司 印刷  
新华书店北京发行所 发行

开本 787mm×1092mm<sup>1</sup>/<sub>16</sub> 印张 13<sup>1</sup>/<sub>4</sub>

字数 333 千字 印数 1—6,000

2007 年 11 月第 1 版 2007 年 11 月第 1 次印刷

社内编号 5989 定价 24.00 元

版权所有 违者必究

本书如有缺页、倒页、脱页等质量问题,本社负责调换



# 全国煤炭高职高专矿井通风与安全类“十一五”规划教材

## 编审委员会

主 任: 幸大学 王永安

副 主 任: 刘殿武 李永怀

秘 书 长: 刘其志

委 员 (按姓氏笔画为序):

王永祥 王占元 王延飞 朱云辉

刘子龙 刘其志 刘学鲁 孙玉峰

孙和应 吕智海 任世英 李 洪

沈 杰 何 林 苏 寿 张长喜

张钦祥 陈 雄 陈光海 姚向荣

高 专 常海虎 郭林祥 彭奏平

# 前 言

随着煤炭工业的快速发展,面临煤矿安全工作的严峻形势,国家启动了煤炭行业技能紧缺型人才培养培训工程,许多煤炭高职院校相继开办了矿井通风与安全专业或相近的煤矿安全类专业。为了培养适应煤矿生产、建设、管理、服务一线需要的,德、智、体、美等全面发展的高技能性人才,保证培养规格和人才质量,迫切需要一套适合高职高专要求和特点的专业规划教材,满足当前各学校教学急需。2006年5月,由中国煤炭教育协会和中国矿业大学(北京)教材编审室共同组织,在北京召开了全国煤炭高等职业教育教材工作会议,根据会议精神,我们编写了高职高专矿井通风与安全专业《矿井瓦斯防治》一书。

本教材内容依据国家有关煤炭行业的法律、法规及规程、标准,密切结合近年来矿井瓦斯防治方面的生产经验和新技术,紧紧围绕专业培养目标,体现职业性、行业性的特点,理论知识以“必需、够用”为原则,突出矿井瓦斯爆炸及其预防、煤与瓦斯突出及其防治、矿井瓦斯抽放等核心教学内容,选用了大量的工程实例和案例,具有较强的实用性。同时,增设了与瓦斯防治相关的主要实验和课程设计指导内容,便于实践性教学的开展。

本书由王永安、朱云辉任主编,李开学任副主编。具体编写分工如下:山西煤炭职业技术学院王永安编写绪论和第一章,山西煤炭职业技术学院朱国宏编写第二章、第三章、第四章和第八章第一节实验一、实验二,重庆工程职业技术学院李开学编写第五章、第六章、第八章第一节实验二及第二节课程设计一,淮南职业技术学院朱云辉编写第七章和第八章第二节课程设计一。全书由王永安、朱云辉统稿。中国矿业大学(北京)资源与安全学院张江石老师审阅了全书。

在本书编写过程中,借鉴和参考了有关教材、专著、手册等书籍和文献,在此谨向各位作者表示衷心感谢。

由于编者水平有限,加之时间仓促,书中难免存在错误和不妥之处,恳请读者批评指正。

编 者  
2007年8月

# 目 录

绪论 .....	(1)
第一章 煤层瓦斯的赋存与含量 .....	(4)
第一节 矿井瓦斯的观念及性质 .....	(4)
第二节 煤层瓦斯的生成和赋存 .....	(6)
第三节 煤层瓦斯压力及其测定 .....	(12)
第四节 煤层瓦斯含量及其测定 .....	(16)
思考题与习题 .....	(24)
第二章 矿井瓦斯涌出 .....	(25)
第一节 矿井瓦斯涌出量及其影响因素 .....	(25)
第二节 矿井瓦斯等级及其鉴定 .....	(31)
第三节 瓦斯涌出量的预测 .....	(37)
思考题与习题 .....	(42)
第三章 矿井瓦斯爆炸及其预防 .....	(43)
第一节 瓦斯爆炸的过程及危害 .....	(43)
第二节 瓦斯爆炸条件及其影响因素 .....	(45)
第三节 防止瓦斯爆炸及其事故扩大的措施 .....	(49)
第四节 局部瓦斯的积聚和处理 .....	(52)
第五节 瓦斯爆炸事故案例及一般规律分析 .....	(61)
思考题与习题 .....	(67)
第四章 瓦斯浓度检测 .....	(68)
第一节 便携式瓦斯检测仪器 .....	(68)
第二节 瓦斯浓度测定及管理 .....	(74)
思考题与习题 .....	(79)
第五章 瓦斯喷出及其预防 .....	(80)
第一节 瓦斯喷出的分类和规律 .....	(81)
第二节 瓦斯喷出的防治 .....	(82)
思考题与习题 .....	(84)
第六章 煤(岩)与瓦斯突出及其防治 .....	(86)
第一节 煤(岩)与瓦斯突出的规律及分类 .....	(86)
第二节 煤与瓦斯突出机理 .....	(90)
第三节 煤与瓦斯突出预测 .....	(93)
第四节 煤与瓦斯突出的综合防治 .....	(100)
第五节 区域性防突出措施 .....	(103)
第六节 局部性防突出措施 .....	(110)
第七节 安全防护措施 .....	(123)

第八节 岩石与瓦斯突出的防治 .....	(128)
思考题与习题 .....	(131)
<b>第七章 矿井瓦斯抽放 .....</b>	<b>(133)</b>
第一节 瓦斯抽放概况 .....	(133)
第二节 本煤层瓦斯抽放 .....	(137)
第三节 邻近层瓦斯抽放 .....	(143)
第四节 采空区瓦斯抽放 .....	(155)
第五节 综合抽放瓦斯 .....	(160)
第六节 瓦斯抽放设备与设施 .....	(163)
思考题与习题 .....	(178)
<b>第八章 实践教学 .....</b>	<b>(180)</b>
第一节 实验 .....	(180)
实验一 瓦斯爆炸演示实验 .....	(180)
实验二 便携式瓦斯检测仪器的使用和校正 .....	(182)
实验三 WTC 瓦斯突出参数仪的使用 .....	(185)
第二节 课程设计 .....	(195)
课程设计一 煤与瓦斯突出防治设计 .....	(197)
课程设计二 瓦斯抽放设计 .....	(199)
<b>主要参考文献 .....</b>	<b>(203)</b>

## 绪 论

我国是煤炭生产和消费大国,2005年煤炭产量达到了21.9亿t。多年以来,煤炭一直占到我国一次能源生产和消费结构中的70%左右。根据我国能源中长期发展规划,2020年的煤炭产量将达到30亿t,在能源消费中的比重仍将占到50%以上。因此,在相当长的时期内,煤炭仍将是我国的主要能源。当前,我国经济的快速增长,对煤炭工业发展提出了更高的要求。为此,必须加强安全生产,确保煤炭工业持续、稳定、健康发展。

### 一、“十五”期间我国煤矿安全工作的主要成就及存在问题

“十五”期间,我国煤矿安全生产逐步得到加强,百万吨死亡率显著下降,安全状况呈现总体稳定、趋于好转的发展态势。据统计,“十五”期间全国煤炭产量增长了近70%,煤矿死亡人数上升2.4%,百万吨死亡率下降39.2%。与2004年相比,2005年的各类伤亡事故减少335起,下降9.2%,百万吨死亡率下降8.8%,达到2.81,减少0.27。这些成绩的取得,大大促进了煤矿的健康、可持续发展,保证了社会的稳定,为“十一五”计划的顺利实施奠定了良好的基础。

然而,在取得成绩的同时,我们也应该清醒地看到,我国煤矿事故多发的状况尚未根本扭转,煤矿安全形势依然严峻,主要表现在以下几方面:

(1) 事故总量过高,损失严重。2003年世界煤矿产量约50亿t,煤矿事故死亡总数约8000人。当年我国的煤矿产量约占全球的35%,但事故死亡人数却占了80%,全员效率虽仅为美国的2.2%、南非的8.1%,百万吨死亡率却是美国的100倍、南非的30倍,与世界先进产煤国家相比差距很大,严重影响了煤炭工业的可持续发展和社会的稳定。

(2) 重特重大事故尚未得到有效遏制。据统计,2005年全年共发生一次死亡10人以上特大事故58起,事故次数和死亡人数比上一年分别上升34.9%和66.6%。特别是2004年10月至2005年,连续发生了6起死亡百人以上重特重大事故,这些重特重大事故的频发,不但造成国家财产和人民生命的巨大损失,而且严重影响了我国的国家声誉。

(3) 小煤矿事故多发。经过连续多年的整顿关闭,到目前为止,我国各类小煤矿还有1.8万处左右,占全国煤矿总数的85%,占全国煤炭产量的40%左右。但事故平均死亡人数却占到全国煤矿事故死亡人数的70%,事故次数占60%以上,2004年乡镇煤矿百万吨死亡率高达5.87,成为煤矿安全事故的重灾区。

(4) 煤炭行业职业危害严重。据统计,全国煤矿共有职业病患者约60万人,每年新增尘肺病患者约7万人。

我国煤矿安全事故频发有其深层次的原因,是煤炭工业长期负重爬坡、各种矛盾积累的集中反映。既有煤炭赋存和开采条件差,高瓦斯和瓦斯突出矿井多,瓦斯突出机理等许多重大技术难题需要研究等因素,又有采掘抽比例失调、安全技术标准低、产业层次低、生产力水平低、从业人员素质低、煤炭法律政策环境不完善、安全投入严重不足、监管不到位等因素。

正确理解和看待我国煤矿安全生产的现状,将有利于从根本上系统地解决煤矿安全生产问题。

## 二、我国煤矿瓦斯赋存及灾害事故特点

我国是煤矿瓦斯储量十分丰富的国家,埋深 2 000 m,以浅的煤层瓦斯资源量为 31.46 万亿  $\text{m}^3$ ,到 2004 年底已陆续探明瓦斯储量 1023 亿  $\text{m}^3$ 。同时,我国也是瓦斯灾害比较严重的国家,2004 年国有重点煤矿中,共有高瓦斯矿井 152 处,煤与瓦斯突出矿井 154 处,约占国有重点煤矿 49.8%。

井工矿生产过程中的主要自然灾害有:煤与瓦斯突出、冲击地压、瓦斯煤尘爆炸、煤层自然发火、矿井突水、冒顶、热害、尘害、放射性物质等。其中,瓦斯事故在煤矿特别重大事故中所占比重最高。新中国成立以来,全国煤矿共发生一次死亡百人以上事故 19 起,其中 18 起是瓦斯爆炸、瓦斯煤尘爆炸、煤尘爆炸、煤与瓦斯突出等,事故起数和死亡人数分别占 94.74% 和 96.52%,并且绝大部分事故发生在国有煤矿。2001 年至 2005 年 2 月底,全国煤矿发生一次死亡 30 人以上的事故 28 起。其中,瓦斯事故 24 起,事故起数和死亡人数分别占 85.71% 和 92.2%。因此,搞好瓦斯防治工作是当前乃至今后相当长时间内煤矿安全生产的重中之重。

## 三、我国煤矿瓦斯防治和利用现状

### (一) 瓦斯治理

近几年来,随着国家对煤矿安全生产工作力度的加大,先后安排了多项专项资金支持国有煤矿安全技术改造和瓦斯治理。在国家补贴资金的带动下,煤矿企业安全投入大幅增加。这些资金主要用于“一通三防”系统、设施和装备的更新改造,以及新技术的推广应用。

据 2004 年统计,国有重点煤矿通风能力基本能满足生产要求,初步建立了以钻孔和巷道抽采为主的瓦斯抽放技术体系,国有重点煤矿建有地面瓦斯抽放系统 308 套,井下移动抽放系统 272 套,瓦斯抽放量 18.66 亿  $\text{m}^3$ ,抽放率达 26.5%。安全重点监控企业的高瓦斯、突出矿井全部装备了瓦斯抽放系统,瓦斯抽放量为 16.95 亿  $\text{m}^3$ 。

在防治煤与瓦斯突出方面,国有煤矿基本建立了预测预报、预防煤与瓦斯突出措施、效果检验和安全防护的“四位一体”综合防突体系。近年来,试验研究了区域预测和连续预测技术。

在监测监控方面,国有重点煤矿装备了监测监控系统 552 套,配备瓦斯、设备开停、一氧化碳等传感器 3.5 万多台。安全重点监控企业装备了 392 套安全监测监控系统。其中,高瓦斯和突出矿井全部安装了监测监控系统。

### (二) 瓦斯利用

#### 1. 矿井瓦斯利用

我国煤矿瓦斯利用尚处于起步阶段,主要集中在瓦斯抽放量高的国有重点矿区,尤其是 45 户安全重点监控企业,目前以民用和工业燃气为主,部分用于瓦斯发电。2004 年,安全重点监控企业已有居民和工业用户 45 万户,瓦斯发电装机功率 44 000 kW;瓦斯实际利用量 4.1 亿  $\text{m}^3$ ,平均利用率 24.7%。

#### 2. 煤层瓦斯地面钻井抽采利用

我国煤层瓦斯地面钻井抽采利用,仍处于勘探和小范围生产试验阶段,尚未进入规模开发。到 2004 年底,共施工地面煤层瓦斯井 287 口,试验井组 6 个。抽采的瓦斯主要供居民

用气和发电机组发电。

#### 四、今后几年瓦斯治理与利用的主要目标

根据 2005 年 6 月国家通过的《煤矿瓦斯治理与利用总体方案》,煤矿瓦斯治理与利用大体分三个阶段:

第一阶段,初步治理阶段(2005 年~2006 年),主要目标是控制一次死亡百人以上的特别重大瓦斯事故,瓦斯事故起数和死亡人数在现有基础上下降 1/3,实现煤矿安全状况稳定好转。

第二阶段,基本治理阶段(2007 年~2010 年),主要目标是有效控制一次死亡 50 人以上的特别重大瓦斯事故,瓦斯事故起数和死亡人数在第一阶段的基础上继续下降 1/3,实现煤矿安全状况明显好转。

第三阶段,根本治理阶段(2011 年~2012 年),主要目标是有效控制一次死亡 10 人以上的特大瓦斯事故,瓦斯事故起数和死亡人数在第二阶段基础上再下降 1/3,实现煤矿安全状况根本好转。

为了搞好瓦斯治理工作,实现预期目标,必须坚持以人为本,关爱矿工生命,树立“瓦斯事故可以预防和避免”、“瓦斯是资源和清洁能源”的意识,贯彻“安全第一、预防为主”和瓦斯治理“先抽后采、监测监控、以风定产”的方针,完善与主体能源地位相适应的煤炭法律政策体系、煤矿安全技术标准体系,切实加强煤矿瓦斯治理与利用工作,努力建设本质安全型煤矿,才能确保能源供应安全和煤炭工业的可持续发展。

#### 五、《煤矿瓦斯防治》课程的主要任务和要求

煤矿瓦斯防治是煤矿安全工作的重点,也是矿井通风与安全专业的核心教学内容。其主要任务是,使学生牢固掌握煤层瓦斯的赋存和涌出规律,针对瓦斯爆炸和煤与瓦斯突出等瓦斯灾害特点,能采取针对性防治措施,培养学生对瓦斯参数测定、制定安全措施、编制瓦斯抽放和防突设计并组织施工等方面的能力。

随着煤矿生产建设的不断发展,瓦斯防治技术也在不断进步。本教材以培养面向煤矿生产、建设、管理一线的高技能型人才为目标,力求体现先进性、实用性。由于我国煤矿生产条件和规模差异较大,地质条件和瓦斯涌出特点不同,瓦斯防治手段也各不相同,学习内容应根据当地实际有选择地加以侧重,以达到学以致用目的。

# 第一章 煤层瓦斯的赋存与含量

在煤矿建设和生产过程中,煤层和围岩中的瓦斯气体会涌到生产空间,对井下的安全生产构成威胁。对于不同的煤层、不同的矿井,由于瓦斯赋存状况不同,瓦斯涌出所造成的危险程度也不同。只有了解了瓦斯的基本性质和煤层瓦斯的赋存状况,掌握了瓦斯赋存的主要参数,才能为瓦斯治理提供可靠的基础依据。本章主要介绍瓦斯的性质、煤层瓦斯的生成和赋存、煤层瓦斯压力及其测定、煤层瓦斯含量及其测定等内容。

## 第一节 矿井瓦斯的性质及概念

### 一、矿井瓦斯的性质

矿井瓦斯是指矿井内以甲烷为主的有毒有害气体的总称,有时专指甲烷。由此可见,瓦斯指的是一种混合气体,其组分包括井下产生的所有有毒有害气体。

矿井瓦斯的来源主要有四类:一是煤层及围岩内赋存并能涌入到矿井的气体;二是矿井生产过程中生成的气体,如炮烟等;三是井下空气与煤、岩、矿用材料之间的化学或生物化学反应生成的气体;四是放射性物质蜕变过程中生成的气体。

国内外对煤层瓦斯组分的大量实测表明,煤层中的瓦斯有约 20 种组分。表 1-1 是我国部分煤矿煤层瓦斯组分的测定结果。从表中可以看出,煤层中瓦斯的主要成分是甲烷,一般占到煤层瓦斯组分的 80% 以上。

瓦斯组分中的气体成分不同,其性质具有很大的差异。从安全的角度可以将这些组分划分为四类:

(1) 可燃性气体:如甲烷等烷烃类( $C_nH_{2n+2}$ )、环烷烃( $C_nH_{2n}$ )、 $H_2$ 、 $CO$ 、 $H_2S$  等,这些气体具有可燃燃烧的特性,在一定浓度范围内与空气的混合往往具有爆炸性,对煤矿安全构成严重威胁。

(2) 有毒性气体:如  $H_2S$ 、 $CO$ 、 $SO_2$ 、 $NH_3$ 、 $NO$ 、 $NO_2$  等,这些气体达到一定的浓度时,会直接威胁人体的健康甚至生命。

(3) 窒息性气体:如  $N_2$ 、 $CH_4$ 、 $CO_2$ 、 $H_2$  等,这些气体往往赋存在煤体或其围岩内,开采过程中大量涌到生产空间,从而使空气中氧气的浓度降低,造成人员窒息。

(4) 放射性气体:如氡气。

以上可以看出,矿井瓦斯成分相当复杂,但各种成分的含量差别极大。在煤矿井下,由煤层及其围岩涌出的甲烷往往占到瓦斯总量的 90% 以上。因此,在述及到矿井瓦斯时,通常是独指甲烷(本书如不特别指明,则瓦斯单独指甲烷)。

### 二、瓦斯的性质

#### 1. 瓦斯的基本性质



表 1-1 我国部分煤矿煤层瓦斯组分的测定结果

采样地点	煤层	煤质	煤层瓦斯组分(体积)/%										
			N <sub>2</sub>	CO <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	C <sub>2</sub> H <sub>6</sub>	H <sub>2</sub>	i-C <sub>4</sub> H <sub>10</sub>	n-C <sub>4</sub> H <sub>10</sub>	i-C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	n-C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	C <sub>6</sub> H <sub>14</sub>	C <sub>7</sub> H <sub>16</sub>
北票台矿-550 m 水平	4	气煤	7.10	0.39	92.03	0.090 8	0.007 9	0.018 7	0.022 8	0.011 8	0.016 9	0.023 6	0.027 1
北票台矿-550 m, 东三石门	5A	气煤	1.42	1.60	73.07	16.18	5.49	0.713 0	0.652 0	0.173 0	0.158 0	0.099 0	0.154 0
北票冠山矿-58 m 水平	5C	气煤	7.28	0.93	91.57	0.070 4	0.001 8	0.005 2	0.011 2	0.006 0	0.011 2	0.022 3	0.064 8
铁法大隆矿西翼南二区	7	气煤	12.27	1.08	84.92	1.686 8	0.006 0	0.000 30	0.000 5	0.001 9		0.010 8	
鸡西柳道立井二路	18	焦煤	12.85	1.07	85.87	0.045 3	0.004 2	0.000 4	0.012 0				0.159 0
中梁山北井2443 采煤工作面	K <sub>4</sub>	焦煤	4.61	3.33	91.35	0.670 8	0.013 5	0.002 0	0.005 7	0.000 6	0.000 3		0.005 2
天府南井六石门	K <sub>9</sub>	焦煤	5.05	2.95	91.92	0.034 4	0.026 0	0.002 6	0.006 9	0.001 1	0.001 8	0.002 3	0.006 5
天府南井北段+110 m	K <sub>2</sub>	焦煤	2.98	2.64	93.78	0.547 7	0.004 3	0.000 6	0.001 5	0.000 5	0.000 6		
南阿直属二井2504 采煤工作面	5	瘦煤	2.96	1.97	87.44	6.271 1	1.312 1	0.005 0	0.012 7	0.001 1	0.002 1	0.001 1	0.0281
沈阳红阳三井860 孔	7	瘦煤	5.45	5.50	87.58	1.314 2	0.088 8	0.003 1	0.007 6	0.001 2	0.003 6	0.005 3	0.051 7
沈阳红阳三井895 孔	13	瘦煤	3.73	2.02	92.79	1.377 7	0.060 7	0.002 5	0.009 0	0.000 3	0.000 7		0.006 2
阳泉一矿北头嘴井	3	无烟煤	0.93	2.29	96.72	0.050 0	0.003 6	0.002	0.002 0				
松藻+430 m, 1356 采煤工作面	K <sub>3</sub>	无烟煤	14.17	0.32	84.84	0.548 5	0.006 0	0.001 3	0.001 3			0.094 9	
白沙红卫家冲井	6	无烟煤	9.07	12.14	73.72	4.12	0.034 8	0.002 7	0.010 1	0.001 9	0.004 9	0.006 3	0.014 3
焦作李封大井	2	无烟煤	9.15	9.14	77.82	2.97	0.020 5	0.000 1		0.000 4	0.001 4	0.002 3	0.033 2

注:1. 煤层瓦斯组分是根据空气中氧和氮的比例,按试样中的含氧量扣除氮进的空气量测定的结果;

2. 除沈阳红阳三井煤样为勘探钻孔煤样外,其他均为井下新暴露面煤样。

瓦斯是一种无色、无味、无嗅、无毒的气体,人的感觉器官无法感知瓦斯的存在。标准状态下瓦斯的密度为  $0.716 \text{ kg/m}^3$ ,是空气密度的 0.554 倍,在无风或微风的巷道中,涌出的瓦斯往往容易积聚在巷道的顶板上,形成瓦斯层。瓦斯在空气中具有较强的扩散性,扩散速度是空气的 1.43 倍,局部地区较高浓度的瓦斯会自动向低浓度的区域扩散,从而使瓦斯浓度趋于均匀。因此,在风量充足的巷道中,瓦斯的分布通常是均匀的。瓦斯的渗透性也很强,其渗透能力是空气的 1.6 倍,在煤层附近的围岩中掘进巷道时,有时也能从围岩中涌出瓦斯。

瓦斯难溶于水,在  $20^\circ\text{C}$  和  $0.1013 \text{ MPa}$  时,100 L 水可溶 3.31 L 瓦斯。瓦斯本身虽然无毒,但井下涌出的瓦斯会挤占空气的空间,使井下空气中的氧气浓度下降,从而使空气具有窒息性。当混合气体中瓦斯的浓度达到 43% 时,空气中氧气的浓度降到 12%,人在此环境下会感到呼吸短促;当瓦斯浓度在空气中达到 57% 时,相应的氧气浓度被冲淡到 9%,人即刻处于昏迷状态并有死亡危险。井下空气中瓦斯和氧的浓度关系如图 1-1 所示。

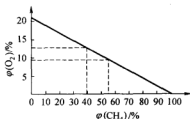


图 1-1 井下空气中瓦斯和氧的浓度关系

## 2. 瓦斯的燃烧性和爆炸性

瓦斯是一种可燃性气体,当其在空气中的浓度达到某一范围时,遇适当的花源就会发生燃烧或爆炸。当瓦斯浓度在  $0\sim 5\%$  时,遇火源发生氧化燃烧反应,在火焰外围形成稳定的燃烧层;瓦斯浓度位于  $5\sim 16\%$  范围内,遇火源会形成强烈的爆炸;瓦斯浓度超过爆炸上限  $16\%$  时,混合气体无法被点燃,但与新鲜空气混合时,可以在混合界面上被点燃,形成稳定的火焰。

对煤矿井下安全威胁最大的是瓦斯爆炸,局部区域瓦斯的瞬间爆炸可以对井下的人员和设施造成很大的伤害和破坏,由此引发的煤尘爆炸、火灾、冒顶及通风系统紊乱等又会使事故进一步扩大,造成更大损失。瓦斯燃烧是煤矿非常危险的事故,瓦斯的瞬间燃烧往往使人来不及躲避,造成人员伤亡,并引发火灾事故。因此,在煤矿建设和生产中,防治瓦斯爆炸和燃烧是防治瓦斯事故的主要环节。

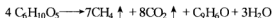
# 第二节 煤层瓦斯的生成和赋存

## 一、煤层瓦斯的生成

煤层瓦斯是腐植型有机物在成煤的过程中生成的。煤是一种腐植型有机质高度富集的可燃有机岩,是植物遗体经过复杂的生物、地球化学、物理化学作用转化而成。从植物死亡、堆积到转变成煤要经过一系列演变过程,这个过程称为成煤作用。在整个成煤过程中都伴随有烃类、二氧化碳、氢和稀有气体的产生。结合成煤过程,大致可划分为两个成气时期。

### 1. 生物化学作用成气时期

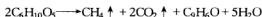
这是成煤作用的第一阶段,即泥炭化或腐植化阶段。这个时期是从成煤原始有机物堆积在沼泽相和三角洲相环境中开始的,在温度不超过  $65^\circ\text{C}$  条件下,成煤原始物质经厌氧微生物的分解生成瓦斯。这个过程,一般可以用纤维素的化学反应方程式来表达:



(纤维素)

(类烟煤)

或

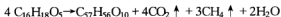


这个阶段生成的泥炭层埋藏较浅,覆盖层的胶结固化程度不够,生成的瓦斯很容易渗透和扩散到大气中去,因此,生化作用生成的瓦斯一般不会保留到现在的煤层内。

## 2. 煤化变质作用成气时期

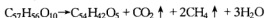
这是成煤作用的第二阶段,即泥炭、腐泥在以压力和温度为主的作用下变化为煤的过程。在这个阶段中,随着泥炭层的下沉,上覆盖层越积越厚,压力和温度也随之增高,生物化学作用逐渐减弱直至结束,进入煤化变质作用成气时期。由于埋藏较深且覆盖层已固化,在压力和温度影响下,泥炭进一步变为褐煤,褐煤再变为烟煤和无烟煤。

煤中的有机质基本结构单元是带侧键官能团并含有杂原子的缩合芳香核体系。在煤化作用过程中,芳香核缩合和侧键与官能团脱落分解,同时会伴有大量烃类气体的产生,其中主要的是甲烷。整个煤化作用阶段形成甲烷的示意反应式可由下列方程式表达:



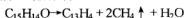
(泥炭)

(褐煤)



(褐煤)

(沥青煤)



(烟煤) (无烟煤)

从褐煤到无烟煤,煤的变质程度越高,生成的瓦斯量也越多。表 1-2 为我国一些单位对部分煤进行热模拟实验所得到的不同煤种各阶段的产气量。

表 1-2 我国部分煤热模拟实验煤层气(甲烷)发生率

m<sup>3</sup>/t

试验单位	变质阶段	未变质煤	低变质煤		中变质煤			高变质煤	
		褐煤	长焰煤	气煤	肥煤	焦煤	瘦煤	贫煤	无烟煤
煤炭科学研究总院地质勘探分院(1987年)	阶段产气量		3~25	10~54	27~102	55~170	108~246	134~333	268~393
	累计产气量	38~68*	41~93	48~122	65~170	93~238	146~314	172~401	306~461
石油开发研究所(1985年)	阶段产气量		4~31	7~58	26~108	48~176	86~230	114~321	168~390
	累计产气量	38~68*	42~99	45~126	64~176	86~244	124~298	152~389	206~458
地质矿产部石油地质研究所(1985年,舒兰褐煤)	阶段产气量								
	累计产气量	0.55	1.06	4.25	24.32	55.9	94.77	127.72	221.13
兰州地质研究所(1986年,乌苏褐煤)	阶段产气量		2.49	22.92	53.04	113.57		183.34	325.23
	累计产气量	1.61	4.10	24.53	54.65	115.18		184.95	326.84

注: \* 为引用国外文献数据。

数据表明,尽管各实验单位得出的结果有明显差异,却都反映出成煤过程生成的瓦斯量是很大的,最高可达  $300 \text{ m}^3/\text{t} \sim 400 \text{ m}^3/\text{t}$ 。但从煤矿开采实践过程来看,煤层中的瓦斯含量一般不超过  $20 \text{ m}^3/\text{t} \sim 30 \text{ m}^3/\text{t}$ 。由此看来,在漫长的地质年代中,由于地层的隆起、侵蚀和断裂以及瓦斯在地层内的迁移,一部分或大部分瓦斯已经扩散到大气中,只有少部分瓦斯渗透到煤层围岩内或运移至储气构造中而形成煤成气田。

## 二、瓦斯在煤体内的赋存状态

### 1. 煤体内的孔隙特征

#### 1) 煤体内的孔隙分类

煤体之所以能保存一定数量的瓦斯,这与煤体内具有大量的孔隙有密切关系。根据煤的组成及其结构性质,煤中的孔隙可以分为三种:

(1) 宏观孔隙:指可用肉眼分辨的层理、节理、劈理及次生裂隙等形成的孔隙。一般在  $0.1 \text{ mm}$  以上。

(2) 显微孔隙:指用光学显微镜和扫描电镜能分辨的孔隙。

(3) 分子孔隙:指煤的分子结构所构成的超微孔隙。一般在  $0.1 \mu\text{m}$  以下。

根据孔隙对瓦斯吸附、渗透和煤强度性质的影响,一般按直径把孔隙分为以下几种:

(1) 微孔:直径小于  $0.01 \mu\text{m}$ ,它构成煤的吸附空间。

(2) 小孔:直径为  $0.01 \mu\text{m} \sim 0.1 \mu\text{m}$ ,是瓦斯凝结和扩散的空间。

(3) 中孔:直径为  $0.1 \mu\text{m} \sim 1 \mu\text{m}$ ,它构成瓦斯层流渗流的空间。

(4) 大孔:直径为  $1 \mu\text{m} \sim 100 \mu\text{m}$ ,它构成强烈层流渗流的空间,是结构高度破坏煤的破碎面。

(5) 可见孔和裂隙:大于  $100 \mu\text{m}$ ,它构成层流及紊流混合渗流空间,是坚固和中等强度煤的破碎面。

#### 2) 煤的孔隙率

煤的孔隙率是指煤中孔隙总体积与煤的总体积之比,通常用百分数表示。即

$$K = \frac{V_p - V_t}{V_p} \times 100 \quad (1-1)$$

式中  $K$ ——煤的孔隙率, %;

$V_p$ ——煤的总体积,包括其中的孔隙体积,  $\text{mL}$ ;

$V_t$ ——煤的实在体积,不包括其中孔隙体积,  $\text{mL}$ 。

煤的孔隙率可以通过实测煤的真密度和视密度来确定,不同单位煤的孔隙率与煤的真密度、视密度存在如下关系:

$$K = \frac{1}{\rho_p} - \frac{1}{\rho_t} \quad (1-2)$$

$$K_1 = \frac{\rho_t - \rho_p}{\rho_t} \quad (1-3)$$

式中  $K, K_1$ ——单位质量和单位体积煤的孔隙率,  $\text{m}^3/\text{t}, \text{m}^3/\text{m}^3$  (或 %);

$\rho_p$ ——煤的视密度,即包括孔隙在内的煤密度,  $\text{t}/\text{m}^3$ ;

$\rho_t$ ——煤的真密度,即扣除孔隙后煤的密度,  $\text{t}/\text{m}^3$ 。

煤的视密度  $\rho_p$  和煤的真密度  $\rho_t$  可在实验室内测得。真密度与视密度的差值越大,煤的

孔隙率也越大。

国内外对煤孔隙率的测定结果表明,煤的孔隙率与煤的变质程度有一定关系。表 1-3 列出了俄罗斯顿巴斯矿区不同变质程度煤的孔隙率,表 1-4 是我国部分矿井煤的孔隙率。图 1-2 是我国煤炭科学研究总院抚顺分院对不同变质程度煤孔隙率的测定结果。

表 1-3 各种种类煤的孔隙率

煤的种类	孔隙率/( $\text{m}^3/\text{t}$ )		煤的种类	孔隙率/( $\text{m}^3/\text{t}$ )	
	变化范围	平均值		变化范围	平均值
长焰煤	0.073~0.091	0.084	瘦煤	0.028~0.065	0.045
气煤	0.028~0.080	0.053	贫煤	0.034~0.084	0.055
肥煤	0.026~0.078	0.051	半无烟煤	0.041~0.094	0.065
焦煤	0.021~0.068	0.045	无烟煤	0.055~0.136	0.088

表 1-4 我国矿井煤的孔隙率表

矿井	煤的挥发分/%	孔隙率/%
抚顺老虎台	45.76	14.05
鹤岗大陆	31.86	10.6
开滦马家沟 12 号煤	26.8	6.59
本溪田师傅 3 号煤	13.71	6.7
阳泉三矿 3 号煤	6.66	14.1
焦作王封大煤	5.82	18.5

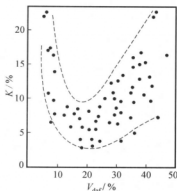


图 1-2 煤的孔隙率随煤可燃基挥发分含量的变化

从以上图表可以看出,不同的煤种孔隙率有很大不同,即使是同一类煤种,孔隙率的变化范围也很大,但总的趋势是中等变质程度的煤孔隙率最小,变质程度变小和变大时,孔隙率都会增大。

## 2. 瓦斯在煤体内的赋存状态

瓦斯在煤体中呈两种状态存在,即游离状态和吸附状态。

### 1) 游离状态

游离状态也叫自由状态,存在于煤的孔隙和裂隙中,如图 1-3 所示。这种状态的瓦斯以自由气体存在,呈现出的压力服从自由气体定律。游离瓦斯量的大小主要取决于煤的孔隙率。在相同的瓦斯压力下,煤的孔隙率越大,则所含游离瓦斯量也越大。在储存空间一定时,其量的大小与瓦斯压力成正比,与瓦斯温度成反比。

### 2) 吸附状态

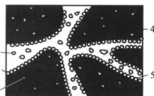


图 1-3 瓦斯在煤内的存在状态示意图

1—游离瓦斯;2—吸附瓦斯;  
3—吸收瓦斯;4—煤体;5—孔隙

这种状态的瓦斯主要吸附在煤的微孔表面上(吸着瓦斯)和煤的微粒结构内部(吸收瓦斯)。吸着状态是在孔隙表面的固体分子引力作用下,瓦斯分子被紧密地吸附于孔隙表面上,形成很薄的吸附层;而吸收状态是瓦斯分子充填到极其微小的微孔孔隙内,占据着煤分子结构的空位和煤分子之间的空间,如同气体溶解于液体中的状态。吸附瓦斯量的大小,取决于煤的孔隙结构特点、瓦斯压力、煤的温度和湿度等。一般规律是:煤中的微孔越多、瓦斯压力越大,吸附瓦斯量越大;随着煤的温度增加,煤的吸附能力下降;煤的水分占据微孔的部分表面积,故煤的湿度越大,吸附瓦斯量越小。

煤体中的瓦斯含量是一定的,但处于游离状态和吸附状态的瓦斯量是可以相互转化的,这取决于外界的温度和压力等条件变化。如当压力升高或温度降低时,部分瓦斯将由游离状态转化为吸附状态,这种现象叫做吸附;相反,如果压力降低或温度升高时,又会有部分瓦斯由吸附状态转化为游离状态,这种现象叫做解吸。吸附和解吸是两个互逆过程,这两个过程在原始应力下处于一种动态平衡,当原始应力发生变化时,这种动态平衡状态将被破坏。

根据国内外研究成果,现今开采的深度内,煤层中的瓦斯主要是以吸附状态存在着,游离状态的瓦斯只占总量的10%左右。但在断层、大的裂隙、孔洞和砂岩内,瓦斯则主要以游离状态赋存。随着煤层被开采,煤层顶底板附近的煤岩产生裂隙,导致透气性增加,瓦斯压力随之下降,煤体中的吸附瓦斯解吸而成为游离瓦斯,在瓦斯压力失去平衡的情况下,大量游离瓦斯就会通过各种通道涌入采掘空间,因此,随着采掘工作的进展,瓦斯涌出的范围会不断扩大,瓦斯将保持较长时间持续涌出。

### 三、煤层瓦斯赋存的垂直分带

当煤层露头或在冲击层下有含煤地层时,在煤层内存在两个不同方向的气体运移,即煤层中经煤化作用生成的瓦斯经煤层、上覆岩层和断层等由深部向地表运移;地面的空气、表土中的生物化学作用生成的气体向煤层深部渗透和扩散。这两种反向运移的结果,形成了煤层中各种气体成分由浅到深有规律地变化,呈现出沿赋存深度方向上的带状分布。煤层瓦斯的带状分布是煤层瓦斯含量及巷道瓦斯涌出量预测的基础,也是搞好瓦斯管理的重要依据。

#### 1. 瓦斯风化带及其深度的确定依据

根据前苏联矿业研究院对井下煤层瓦斯组分和含量的大量测定,将煤层瓦斯赋存按深度自上而下划分为4个带:氮气—二氧化碳带、氮气带、氮气—甲烷带和甲烷带。各带的煤层瓦斯组分和含量见表1-5。

表1-5 煤层瓦斯垂直分带瓦斯组分及含量表

瓦斯带名称	CO <sub>2</sub>		N <sub>2</sub>		CH <sub>4</sub>	
	%	/(m <sup>3</sup> /t)	%	/(m <sup>3</sup> /t)	%	/(m <sup>3</sup> /t)
氮气—二氧化碳	20~80	0.19~2.24	20~80	0.15~1.42	0~10	0~0.16
氮 气	0~20	0~0.27	80~100	0.22~1.86	0~20	0~0.22
氮气—甲烷	0~20	0~0.39	20~80	0.25~1.78	20~80	0.06~5.27
甲 烷	0~10	0~0.37	0~20	0~1.93	80~100	0.61~10.5

图1-4是俄罗斯顿巴斯煤田煤层瓦斯组分在各瓦斯带中的变化图。由图中可见,甲烷带中的甲烷含量都在80%以上,而其他各带甲烷含量逐渐减少或消失。因此,把前面的氮气—二氧化碳带、氮气带、氮气—甲烷带统称为瓦斯风化带。

由于各个煤田的形成条件和煤层瓦斯生成环境不同,各煤田的瓦斯组分可能有很大差别,此外,受成煤环境和各种地质条件的影响,有的矿井中甚至缺失了其中的一个或两个带,如沈阳红阳三井井田就缺失了氮气带和氮气—甲烷带,而仅存在二氧化碳—甲烷带和甲烷带。有的矿井甚至只出现了二氧化碳—甲烷带。

瓦斯风化带的下部边界深度可根据下列指标中的任何一项来确定:

(1) 在瓦斯风化带开采煤层时,煤层的相对瓦斯涌出量达到  $2 \text{ m}^3/\text{t}$ ;

(2) 煤层内的瓦斯组分中甲烷组分含量达到 80% (体积比);

(3) 煤层内的瓦斯压力为  $0.1 \text{ MPa} \sim 0.15 \text{ MPa}$ ;

(4) 煤的瓦斯含量达到  $2 \text{ m}^3/\text{t} \sim 3 \text{ m}^3/\text{t}$  (烟煤) 或  $5 \text{ m}^3/\text{t} \sim 7 \text{ m}^3/\text{t}$  (无烟煤)。

瓦斯风化带的深度取决于井田地质和煤层赋存条件,如围岩性质、煤层有无露头、断层发育情况、煤层倾角、地下水活动情况等。围岩透气性越好、煤层倾角越大、开放性断层越发育、地下水活动越剧烈,则瓦斯风化带深度就越大。

不同矿区瓦斯风化带的深度有较大差异,即使是同一井田有时也相差很大,如开滦矿区的唐山矿和赵各庄矿,两矿的瓦斯风化带深度下限就相差 80 m。表 1-6 是我国部分高瓦斯矿井煤层瓦斯风化带深度的实测结果。

表 1-6 我国部分高瓦斯矿井煤层瓦斯风化带深度

矿区(矿井)	煤层	瓦斯风化带深度/m	矿区(矿井)	煤层	瓦斯风化带深度/m
抚顺(龙凤)	本层	250	南桐(南桐)	4	30~50
抚顺(老虎台)	本层	300	天府(磨心坡)	9	50
北票(台吉)	4	115	六枝(地宗)	7	70
北票(三宝)	9B	110	六枝(四角田)	7	60
焦作(焦西)	大煤	180~200	六枝(木岗)	7	100
焦作(李封)	大煤	80	淮北(卢岭)	8	240~260
焦作(演马庄)	大煤	100	淮北(朱仙庄)	8	320
白沙(红卫)	6	15	淮南(谢家集)	C <sub>13</sub>	45
涟邵(洪山殿)	4	30~50	淮南(谢家集)	B <sub>11b</sub>	35
南桐(东林)	4	30~50	淮南(李郢孜)	C <sub>13</sub>	428
南桐(鱼田堡)	4	30~70	淮南(李郢孜)	B <sub>11b</sub>	420

需要说明:尽管位于瓦斯风化带内的矿井多为低瓦斯矿井或低瓦斯区,瓦斯对生产不构成

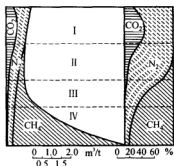


图 1-4 顿巴斯煤田煤层瓦斯组分在各瓦斯带中的变化

I—氮气—二氧化碳带; II—氮气带;  
III—氮气—甲烷带; IV—甲烷带

成主要威胁,但有的矿井或区域二氧化碳或氮气的含量是很高的,如果通风不良或管理不善,也有可能造成人员窒息事故。如1980年,江苏某矿在瓦斯风化带内掘进带式输送机巷道时,曾先后2次发生人员窒息事故,经分析是煤层中高含量氮气涌入巷道内造成的。

## 2. 甲烷带

瓦斯风化带以下是甲烷带,是大多数矿井进行采掘活动的主要区域。在甲烷带内,煤层的瓦斯压力、瓦斯含量是随着埋藏深度的增加呈有规律的增长。增长的梯度,随不同煤质(煤化程度)、不同地质构造和赋存条件有所不同。相对瓦斯涌出量也随着开采深度的增加而有规律地增加,不少矿井还出现了瓦斯喷出、煤与瓦斯突出等特殊涌出现象。因此,要搞好瓦斯防治工作,就必须重视甲烷带内的瓦斯赋存与运动规律,并采取针对性措施,才能防止瓦斯的各种涌出危害。

# 第三节 煤层瓦斯压力及其测定

## 一、煤层瓦斯压力的概念

煤层瓦斯压力是指赋存在煤层孔隙中的游离瓦斯所表现出来的气体压力,即游离瓦斯作用于孔隙壁的压力。它是决定煤层瓦斯含量一个主要因素。当煤的孔隙率相同时,游离瓦斯量与瓦斯压力成正比;当煤的吸附瓦斯能力相同时,煤层瓦斯压力越高,煤的吸附瓦斯量越大。煤层瓦斯压力也是间接法预测煤层瓦斯含量的必备参数。此外,在瓦斯喷出、煤与瓦斯突出的发生、发展过程中,瓦斯压力也起着重大作用,瓦斯压力是预测突出的主要指标之一。

## 二、煤层瓦斯压力分布的一般规律

研究表明,在同一深度下,不同矿区煤层的瓦斯压力值有很大的差别,但同一矿区中煤层瓦斯压力随深度的增加而增大,这一特点反映了煤层瓦斯由地层深处向地表流动的总规律,也揭示了煤层瓦斯压力分布的一般规律。

煤层瓦斯压力的大小,取决于煤生成后煤层瓦斯的排放条件。在漫长的地质年代中,煤层瓦斯排放条件是一个极其复杂的问题,它除与覆盖层厚度、透气性能、地质构造条件有关外,还与覆盖层的含水性密切相关。当覆盖层充满水时,煤层瓦斯压力最大,这时瓦斯压力等于同水平的静水压力;当煤层瓦斯压力大于同水平静水压力时,在漫长的地质年代中,瓦斯将冲破水的阻力向地面逸散;当覆盖层未充满水时,煤层瓦斯压力小于同水平的静水压力,煤层瓦斯以一定压力得以保存。图1-5是实测的我国部分局、矿煤层瓦斯压力随距地表深度变化图。从中可以看出,绝大多数煤层的瓦斯压力小于或等于同水平静水压力;同时,也反映出有少部分煤层的瓦斯压力实测值大于同水平的静水压力,这种异常现象可能与受采动影响产生的局部集中应力有关,也可能有裂隙与深部高压瓦斯相连通,造成实测的煤层瓦斯压力值偏高。

在煤层赋存条件和地质构造条件变化不大时,同一深度各煤层或同一煤层在同一深度的各个地点,煤层瓦斯压力是相近的。随着煤层埋藏深度的增加,煤层瓦斯压力成正比例增加。图1-5也说明了这一变化趋势。

在地质条件不变的情况下,煤层瓦斯压力随深度变化的规律,通常用下式描述:

$$p = p_0 + m(H - H_0) \quad (1-4)$$

式中  $p$ ——在深度  $H$  处的瓦斯压力,MPa;



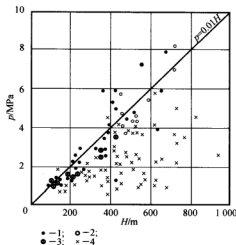


图 1-5 煤层瓦斯压力随距地表深度的变化

1—重庆公司各局;2—北票矿务局;3—湖南省各局矿;4—其他局矿

$p_0$ ——瓦斯风化带  $H_0$  深度的瓦斯压力, MPa, 一般取 0.15~0.2, 预测瓦斯压力时可取 0.196;

$H_0$ ——瓦斯风化带的深度, m;

$H$ ——煤层距地表的垂直深度, m;

$m$ ——瓦斯压力梯度, MPa/m;

$$m = \frac{p_1 - p_0}{H_1 - H_0} \quad (1-5)$$

$p_1$ ——实测瓦斯压力, MPa;

$H_1$ ——测瓦斯压力  $p_1$  地点的垂深, m。

根据我国各煤矿瓦斯压力随深度变化的实测数据, 瓦斯压力梯度  $m$  一般在 0.007 MPa/m~0.012 MPa/m, 而瓦斯风化带的深度则在几米至几百米之间。表 1-7 是我国部分矿井的煤层瓦斯压力和瓦斯压力梯度实测值。

表 1-7 我国部分矿井的煤层瓦斯压力和瓦斯压力梯度实测值

矿井名称	煤层	垂深/m	瓦斯压力/MPa	瓦斯压力梯度/(MPa/m)
南桐一井	4	218	1.52	0.009 5
	4	503	4.22	
北票台吉一井	4	713	6.86	0.011 4
	4	560	5.12	
涟邵蛇形山	4	214	2.14	0.012 0
	4	252	2.60	
淮北芦岭	8	245	0.20	0.011 6
	8	482	2.96	

对于一个生产矿井,应该注意积累和充分利用已有的实测数据,总结出适合本矿的基本规律,为深水平的瓦斯压力预测和开采服务。

**例 1-1** 抚顺龙凤矿于-400 m 水平(地面标高 100 m)曾测得煤层瓦斯压力为 0.784 MPa,试预测下水平-460 m 水平煤层的瓦斯压力。

**解:** 根据表 1-6,取  $H_0 = 250$  m,  $p_0 = 0.196$  MPa, 瓦斯梯度为

$$\begin{aligned} m &= \frac{p_1 - p_0}{H_1 - H_0} \\ &= \frac{0.784 - 0.196}{500 - 250} \\ &= 0.00235 \text{ MPa/m} \end{aligned}$$

预测-460 m 水平煤层的瓦斯压力为

$$\begin{aligned} p &= p_0 + m(H - H_0) \\ &= 0.196 + 0.00235 \times (560 - 250) \\ &= 0.925 \text{ MPa} \end{aligned}$$

经推算,-460 m 水平的煤层瓦斯压力为 0.925 MPa。

### 三、煤层瓦斯压力的测定方法

《煤矿安全规程》要求,为了预防石门揭穿煤层时发生突出事故,必须在揭穿突出煤层前,通过钻孔测定煤层的瓦斯压力,它是突出危险性预测的主要指标之一,又是选择石门防突措施的主要依据。同时,用间接法测定煤层瓦斯含量,也必须知道煤层原始的瓦斯压力。因此,测定煤层瓦斯压力是煤矿瓦斯管理和科研工作要经常进行的一项内容。

测定煤层瓦斯压力时,通常是从围岩巷道(石门或围岩钻场)向煤层打孔径为 50 mm~75 mm 的钻孔,孔中放置测压管,将钻孔封闭后,用压力表直接进行测定。为了测定煤层的原始瓦斯压力,测压地点的煤层应为未受采动影响的原始煤体。石门揭穿突出煤层前测定煤层瓦斯压力时,在工作面距煤层法线距离 5 m 以外,至少打 2 个穿透煤层全厚或见煤深度不少于 10 m 的钻孔。

测压的封孔方法分填料法和封孔器法两类。根据封孔器的结构特点,封孔器分为胶圈、胶囊和胶圈—粘液等几种类型。

#### 1. 填料封孔法

填料封孔法是应用最广泛的一种测压封孔方法。采用该法时,在打完钻孔后,先用水清洗钻孔,再向孔内放置带有压力表接头的测压管,管径约为 6 mm~8 mm,长度不小于 6 m,最后用充填材料封孔。图 1-6 为填料法封孔结构示意图。

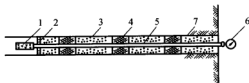


图 1-6 填料法封孔结构示意图

1—前端筛管;2—挡料圆盘;3—充填材料;4—木楔;5—测压管;6—压力表;7—钻孔

为了防止测压管被堵塞,在测压管前端焊接一段直径稍大于测压管的筛管或直接在测压管前端管壁打筛孔。为了防止充填材料堵塞测压管的筛管,在测压管前端后部套焊一挡料圆盘。测压管为紫铜管或细钢管,充填材料一般用水泥和砂子或黏土。填料可用人工或压风送入钻孔。为使钻孔密封可靠,每充填 1 m 左右,送入一段木楔,并用堵棒捣固。人工封孔时,封孔深度一般不超过 5 m;用气压封孔时,借助喷射罐将水泥砂浆由孔底向孔口逐渐充满,其封孔深度可达 10 m 以上。为了提高填料的密封效果,可使用膨胀水泥。

填料法封孔的优点是不需要特殊装置,密封长度大,密封质量可靠,简便易行;缺点是人工封孔长度短,费时费力,且封孔后需等水泥基本凝固后才能安装压力表。

## 2. 封孔器封孔法

### 1) 胶圈封孔器法

胶圈封孔器法是一种简便的封孔方法,它适用于岩柱完整致密的条件。图 1-7 为胶圈封孔器封孔的结构示意图。



图 1-7 胶圈封孔器封孔结构示意图

1—测压管;2—外套管;3—压紧螺帽;4—活动挡圈;

5—固定挡圈;6—胶圈;7—压力表;8—钻孔

封孔器由内外套管、挡圈和胶圈组成。内套管即为测压管。封直径为 50 mm 的钻孔时,胶圈外径为 49 mm,内径为 21 mm,长度为 78 mm。测压管前端焊有环形固定挡圈,当拧紧压紧螺帽时,外套管向前移动压缩胶圈,使胶圈径向膨胀,达到封孔的目的。北票矿务局台吉矿在 -550 m 水平西 5 石门用胶圈封孔器实测的 10 号煤层瓦斯压力高达 8.1 MPa。

胶圈封孔器法的主要优点是简便易行,封孔器可重复使用;缺点是封孔深度小,且要求封孔段岩石必须致密、完整。

### 2) 胶圈——压力黏液封孔器法

这种封孔器与胶圈封孔器的主要区别是在两组封孔胶圈之间,充入带压力的黏液。胶圈——压力黏液封孔器法的结构示意图如图 1-8 所示。

该封孔器由胶圈封孔系统和黏液加压系统组成。为了缩短测压时间,本封孔器带有预充气口,预充气压力略小于预计的煤层瓦斯压力。使用该封孔器时,钻孔直径 62 mm,封孔深度 11 m~20 m,封孔黏液段长度 3.6 m~5.4 m。适用于坚固性系数  $f \geq 0.5$  的煤层。

这种封孔器的主要优点是:封孔段长度大,压力黏液可渗入封孔段岩(煤)体裂隙,密封效果好。通过在阳泉、焦作和鹤壁等矿区的实验证明,该封孔器能满足煤巷直接测定煤层瓦斯压力的要求。

实践表明,封孔测压技术的效果除了与工艺条件(如钻孔未清洗干净、填料未填紧密、水泥凝固产生收缩裂隙、管接头漏气等)有关外,更主要取决于测压地点岩体(或煤体)的破裂状态。当岩体本身的完整性遭到破坏时,煤层中的瓦斯会经过破坏的岩柱产生流动,这时所测得的瓦斯压力实际上是瓦斯流经岩柱的流动阻力,因此,为了测到煤层的原始瓦斯压力,

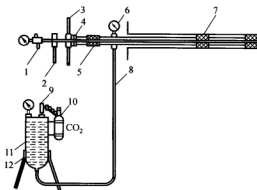


图 1-8 胶圈—压力黏液封孔器的结构示意图

- 1—补充气体入口；2—固定把；3—加压手把；4—推力轴承；5—胶圈；6—黏液压力表；  
7—胶圈；8—高压胶管；9—阀门；10—二氧化碳瓶；11—黏液；12—黏液罐

就应当选择在致密的岩石地点测压，并适当增大封孔段长度。

## 第四节 煤层瓦斯含量及其测定

### 一、煤层瓦斯含量

煤层瓦斯含量是指单位质量或体积的煤中所含有的瓦斯量，单位是  $\text{m}^3/\text{t}$  或  $\text{m}^3/\text{m}^3$ 。

煤层未受采动影响时的瓦斯含量称为原始瓦斯含量，如果煤层受到采动影响，已经排放出部分瓦斯，则剩余在煤层中的瓦斯含量称为残存瓦斯含量。

煤层瓦斯含量是煤层的基本瓦斯参数，是计算瓦斯蕴藏量、预测瓦斯涌出量的重要依据。国内外大量研究和测定结果表明，煤层原始瓦斯含量一般不超过  $20 \text{ m}^3/\text{t} \sim 30 \text{ m}^3/\text{t}$ ，仅为成煤过程生成瓦斯量的  $1/5 \sim 1/10$  或更少。

### 二、影响煤层瓦斯含量的因素

煤层瓦斯含量的大小，除了与瓦斯生成量的多少有关外，主要取决于煤生成后瓦斯的逸散和运移条件，以及煤保存瓦斯的能力。所有这些最终都取决于煤田地质条件和煤层赋存条件。主要影响因素归纳如下：

#### 1. 煤田地质史

煤田的形成经过了漫长的地质变化。随着地层的上升和沉降，覆盖层加厚或剥蚀，对煤层瓦斯流失排放的过程产生了不同的影响。地层上升时，剥蚀作用增强，使煤层露出地表，煤层瓦斯的运移排放速度加快；地层下降时，煤层的覆盖层加厚，从而缓解了瓦斯向地表散失。

#### 2. 煤层的埋藏深度

煤层埋藏深度是决定煤层瓦斯含量大小的主要因素。煤层的埋藏深度越深，煤层中的瓦斯向地表运移的距离就越长，散失就越困难；同时，深度的增加也使煤层在地应力作用下降低了透气性，有利于保存瓦斯；由于煤层瓦斯压力增大，煤的吸附瓦斯量增加，也使煤层瓦斯含量增大。在不受地质构造影响的区域，当深度不大时，煤层的瓦斯含量随深度呈线性增

加,如焦作煤田,瓦斯风化带以下瓦斯含量与深度的统计关系式为  $X = 6.58 + 0.038H$  ( $X$  为瓦斯含量,  $\text{m}^3/\text{t}$ ;  $H$  为埋藏深度,  $\text{m}$ );当深度很大时,煤层瓦斯含量趋于常量。

### 3. 地质构造

地质构造是影响煤层瓦斯含量的最重要因素之一。当围岩透气性较差时,封闭型地质构造有利于瓦斯的贮存,而开放型的地质构造有利于瓦斯排放。

#### 1) 褶曲构造

闭合的和倾伏的背斜或穹窿,通常是良好的贮存瓦斯构造。顶板若为致密岩层而又未遭破坏时,在其轴部煤层内,往往能够积存高压瓦斯,形成“气顶”,如图 1-9(a)、(b)所示;但背斜轴顶部岩层若是透气性岩层或因张力形成连通地表或其他贮气构造的裂隙时,瓦斯会大量流失,轴部瓦斯含量反而比翼部少。

向斜构造一般轴部的瓦斯含量比翼部高,这是因为轴部岩层受到的挤压力比底板岩层强烈,使顶板岩层和两翼煤层的透气性变小,更有利于轴部瓦斯的积聚和封存,如图 1-9(f)所示,如南桐一井、鹤壁六矿。但当开采高透气性的煤层时(如抚顺龙凤矿),轴部瓦斯容易通过构造裂隙和煤层转移到向斜的翼部,瓦斯含量反而减少。

受构造影响在煤层局部形成的大型煤包[图 1-9(c)、(d)、(e)]内也会出现瓦斯含量增高的现象。这是因为煤包四周在构造挤压应力作用下,煤层变薄,使煤包内形成了有利于瓦斯封闭的条件。同理,由两条封闭性断层与致密岩层构成的封闭的地垒或地堑构造,也能成为瓦斯含量增高区,如图 1-9(g)、(h)所示。

#### 2) 断裂构造

断层对煤层瓦斯含量的影响比较复杂,一方面要看断层(带)的封闭性,另一方面要看与煤层接触的对盘岩层的透气性。一般来说,开放性断层(张性、张扭性或导水性断层)有利于瓦斯排放,煤层瓦斯含量降低,如图 1-10(a)所示。对于封闭性断层(压性、压扭性、不导水断层),当煤层对盘的岩层透气性差时,有利于瓦斯的存贮,煤层瓦斯含量增大;如果断层的规模大而断距大时,在断层附近也可能出现一定宽度的瓦斯含量降低区,如图 1-10(b)所示。

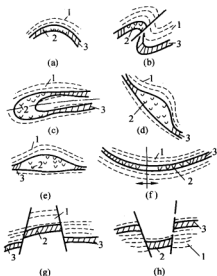


图 1-9 几种常见的贮存瓦斯构造  
1—不透气岩层;2—瓦斯含量增高部位;3—煤层

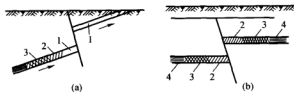


图 1-10 断层对煤层瓦斯含量的影响

1—瓦斯丧失区;2—瓦斯含量降低区;3—瓦斯含量异常增高区;4—瓦斯含量正常增高区

煤层瓦斯含量与断层的远近有如下规律:靠近断层带附近瓦斯含量降低;稍远离断层,瓦斯含量增高;离断层再远,瓦斯含量恢复正常。实践证明,不仅是瓦斯含量,瓦斯涌出量与断层的远近也有类似规律,图1-11是焦作矿区焦西矿39号断层与巷道瓦斯涌出量的关系。

#### 4. 煤层倾角和露头

煤层埋藏深度相同时,煤层倾角越大,有利于瓦斯沿着一些透气性好的地层或煤层向上运移和排放,瓦斯含量降低;反之,煤层倾角越小,一些透气性差的地层就起到了封闭瓦斯的作用,使煤层瓦斯含量升高。如芙蓉煤矿北翼煤层倾角较大( $40^{\circ} \sim 80^{\circ}$ ),相对瓦斯涌出量约  $20 \text{ m}^3/\text{t}$ ;而南翼煤层倾角较小( $6^{\circ} \sim 12^{\circ}$ ),相对瓦斯涌出量高达  $150 \text{ m}^3/\text{t}$ ,并有瓦斯突出现象发生。

煤层如果有露头,并且长时间与大气相通,瓦斯很容易沿煤层流动而逸散到大气之中,煤层瓦斯含量就不大;反之,地表无露头的煤层,瓦斯难以逸散,煤层瓦斯含量就大。例如,中梁山煤田,煤层无露头,且为覆舟状(背斜)构造,瓦斯含量大,相对涌出量达到  $70 \text{ m}^3/\text{t} \sim 90 \text{ m}^3/\text{t}$ 。

#### 5. 煤的变质程度

一般情况下,煤的变质程度越高,生成的瓦斯量就越大,因此,在其他条件相同时,其含有的瓦斯量也就越大。在同一煤田,煤吸附瓦斯的能力随煤的变质程度的提高而增大,因此,在同样的瓦斯压力和温度下,变质程度高的煤往往能够保存更多的瓦斯。但对于高变质无烟煤(如石墨),煤吸附瓦斯的能力急剧减小,煤层瓦斯含量反而大大降低。

#### 6. 煤层围岩的性质

煤层的围岩致密、完整、透气性差时,瓦斯容易保存;反之,瓦斯则容易逸散。例如,大同煤田比抚顺煤田成煤年代早,变质程度高,生成的瓦斯量和煤的吸附瓦斯能力都比抚顺煤田的高,但实际上煤层中的瓦斯含量却比抚顺煤田小得多。原因是大同煤田的煤层顶板为孔隙发育、透气性良好的砂质页岩、砂岩和砾岩,瓦斯容易逸散;而抚顺煤田的煤层顶板为厚度近百米的致密油母页岩和绿色页岩,透气性差,故大量瓦斯能够保存下来。

#### 7. 水文地质条件

地下水活跃的地区通常瓦斯含量小。这是因为这些地区的裂隙比较发育,而且处于开放状态,瓦斯易于排放;虽然瓦斯在水中的溶解度很小( $3\% \sim 4\%$ ),但经过漫长的地质年代,地下水也可以带走大量的瓦斯,降低煤层瓦斯含量;此外,地下水对矿物质的溶解和侵蚀会造成地层的天然卸压,使得煤层及围岩的透气性大大增强,从而增大瓦斯的散失量。南桐、焦作等很多矿区都存在着“水大瓦斯小、水小瓦斯大”的现象。

总之,煤层瓦斯含量受多种因素的影响,造成不同煤田瓦斯含量差别很大,即使是同一煤田,甚至是同一煤层的不同区域,瓦斯含量也可能有较大差异。因此,在矿井瓦斯管理中,必须结合本井田的具体实际,找出影响本矿井瓦斯含量的主要因素,作为预测瓦斯含量和瓦斯涌出量的参考和依据。

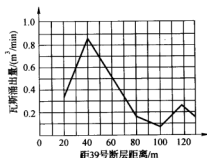


图1-11 焦作焦西矿39号断层与瓦斯涌出量的关系

### 三、煤层瓦斯含量的测定方法

煤层瓦斯含量包含两部分,即游离的瓦斯量和煤体吸附的瓦斯量。测定方法分为直接测定法和间接测定法两类。根据应用范围又可分为地质勘探钻孔法和井下测定法两类。

#### 1. 地质勘探时期煤层瓦斯含量的直接测定法

直接测定法就是直接从采取的煤样中抽出瓦斯,测定瓦斯的成分和含量。目前,地质勘探钻孔法主要采用解吸法测定,包括三个阶段:

- (1) 确定从钻取煤样到把煤样装入密封罐这段时间内的瓦斯损失量;
- (2) 利用瓦斯解吸仪测定密封罐中煤样的解吸瓦斯量;
- (3) 用粉碎法确定煤样的残存瓦斯量。

上述三个瓦斯量相加即得该煤样的总瓦斯含量。具体测定步骤如下:

#### 1) 采样

当地勘探孔见煤层时,用普通岩心管采取煤心。当煤心提出地表之后,选取煤样约 300 g~400 g,立即装入密封罐,密封罐结构如图 1-12 所示。在采样过程中,标定提升煤心和煤样在空气中的暴露时间。

#### 2) 煤样瓦斯解吸规律的测定

煤样装入密封罐后,在拧紧罐盖过程中,应先将穿刺针头插入垫圈,以便密封时及时排出罐内气体,防止空气被压缩而影响测定结果。密封后,应立即将密封罐与瓦斯解吸仪相连接,测定煤样瓦斯解吸量随时间的变化而变化的规律。传统的煤芯瓦斯解吸仪如图 1-13 所示。

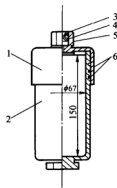


图 1-12 密封罐

- 1—罐盖;2—罐体;  
3—压紧螺丝;4—垫圈;  
5—胶垫;6—“O”形密封圈

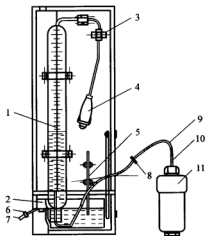


图 1-13 煤芯瓦斯解吸速度测定仪

- 1—量管;2—水槽;3—螺旋夹;  
4—吸气球;5—温度计;6—弹簧夹;  
7—放水管;9—排气管;  
10—穿刺针头;11—密封罐

这种瓦斯解吸仪采用排水集气,需要人工读数,误差较大。目前,在地质勘探部门使用的是 AMG-1 型自动化地勘瓦斯解吸仪,该仪器采用单片机自动测定与记录提钻时间、煤样封罐前暴露时间、煤样瓦斯解吸量及解吸时间,具有预置参数、数据采集、数据处理以及数据显示与打印等程序和功能。

煤样瓦斯解吸测定一般进行 2 h,然后再把煤样密封罐封送到试验室进行脱气和气体组分分析。

### 3) 煤样损失瓦斯量的推算

根据试验研究与理论分析,在煤样开始暴露的一段时间内,累计解吸出的瓦斯量与煤样瓦斯解吸时间呈以下关系:

$$V_z = k \sqrt{t_0 + t} \quad (1-6)$$

式中  $V_z$ ——煤样自暴露时起至解吸测定结束时的瓦斯解吸总体积, mL;

$t_0$ ——煤样在解吸测定前的暴露时间, min;

$$t_0 = \frac{1}{2} t_1 + t_2$$

$t_1$ ——提钻时间,根据经验,煤样在钻孔内暴露解吸时间取  $\frac{1}{2} t_1$ , min;

$t_2$ ——解吸测定前在地面空气中的暴露时间, min;

$t$ ——煤样解吸测定时间, min;

$k$ ——比例常数, mL/min<sup>1/2</sup>。

显然,利用瓦斯解吸仪在  $t$  时间内所测出的瓦斯解吸量  $V_2$  仅是煤样总解吸量  $V_z$  的一部分。解吸测定之前,煤样在暴露时间  $t_0$  内已经损失的瓦斯量为

$$V_1 = k \sqrt{t_0} \quad (1-7)$$

由此,则试验解吸的瓦斯量为

$$V_2 = V_z - V_1 = k \sqrt{t_0 + t} - V_1 \quad (1-8)$$

式(1-8)为直线表达式,解吸之前损失的瓦斯量  $V_1$  可用两种方法求出:

(1) 图解法:即以实测解吸出的瓦斯量  $V_2$  为纵坐标,以  $\sqrt{t_0 + t}$  为横坐标,把全部测点标绘在坐标纸上,将开始解吸的一段时间内呈直线关系的各点连接成线,并延长与纵坐标相交,则延长的直线在纵坐标轴上的截距即为所求的解吸之前损失的瓦斯量。如图 1-14 所示。

(2) 解吸法:这种方法是以上述图解法作出的瓦斯损失量图为基础,用最小二乘法求出瓦斯损失量。

由式(1-8)可知,煤样开始暴露一段时间内的解吸瓦斯量  $V_2$  与  $T (T = \sqrt{t_0 + t})$  呈线性关系,即  $V = a + bT$ , 式中的  $a$ 、 $b$  为待定常数。当  $T = 0$  时,

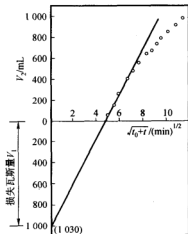


图 1-14 瓦斯损失量计算图



$V = a$ ,  $a$  值即为所求的瓦斯损失量。计算  $a$  值前, 先由瓦斯损失量图大致判定呈线性关系的各测点, 根据各测点的坐标值, 按最小二乘法求出  $a$  值。当解吸观测点比较分散或解吸瓦斯量较大时, 用解吸法计算比较方便。

从实际测定结果看, 煤样解吸之前损失的瓦斯量可占煤样总瓦斯含量的 10%~50%, 且煤的瓦斯含量越大, 煤越粉碎, 损失瓦斯量所占的比例越大。为了提高煤层瓦斯含量的测定精度, 应尽量减少煤样的暴露时间, 选取较大粒度的煤样, 以减少瓦斯损失量在煤样总瓦斯量中的比重。

实践表明, 上述的推算方法存在着钻孔取样深度越大, 煤层瓦斯含量预测值越低的缺陷, 其原因是所采取的取芯损失瓦斯量的推算方法有局限性, 故一般适用于钻孔深度不大于 500 m 的条件下。

#### 4) 煤样残存瓦斯含量的试验室测定

经过瓦斯解吸仪解吸测定后, 煤样在密封状态下应尽快送试验室进行加热, 真空脱气。脱气分为两次, 第一次脱气后需将煤样粉碎, 再进行第二次脱气, 根据两次脱出气体量和瓦斯组分, 求出煤样粉碎前后脱出的瓦斯量即残存瓦斯量。

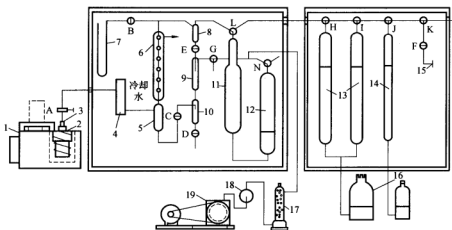


图 1-15 真空脱气装置

- 1—超级恒温器; 2—密封罐; 3—穿刺针头; 4—滤尘管; 5—集水瓶; 6—冷却管; 7—水银真空计;  
8—排水瓶; 9—吸水管; 10—排水瓶; 11—吸水瓶; 12—真空瓶; 13—大量管; 14—小量管;  
15—取气支管; 16—水准瓶; 17—干燥管; 18—分隔球; 19—真空泵; A—真空夹;  
B, C, D, E, F—单向活塞; G, H, I, J, K—三通活塞; L, N—120°三通活塞

真空脱气仪原理示意图如图 1-15 所示。它是由煤样恒温槽、脱气系统和气体计量系统组成。测定步骤如下:

将装有待测煤样的密封罐装入恒温槽 1 中, 进行真空脱气, 脱气时恒温 95℃, 直到每半小时泄出瓦斯量小于 10 mL、煤芯所含的水分大部分蒸发出来为止。这一阶段脱气所需的时间约 5 h, 之后测量脱出气体体积, 并用气相色谱仪分析气体成分。

煤样第一次脱气后, 打开煤样密封罐, 取出煤样, 放入密封球磨罐粉碎 4 h~5 h, 要求粉

碎后煤样的粒度在 0.25 mm 以下, 然后进行第二次脱气, 脱气方法同粉碎前。第二次脱气大约需要 5 h, 一直进行到无气体泄出、真空计的水银柱趋于稳定为止。用同样的方法计量抽出的气体体积, 并进行气体分析。

脱气后, 将煤样称重并进行工业分析。

根据两次脱气的气体分析中的氧含量, 扣除混入的空气成分, 即可求出无空气基的煤的气体成分。根据两次脱气的体积和瓦斯组分、煤样质量和工业分析结果, 即可计算出单位质量煤(或可燃物)中的瓦斯量, 即煤的残存瓦斯含量。

#### 5) 煤层瓦斯含量计算

煤层瓦斯含量是通过上述各阶段实测煤样放出瓦斯量、损失瓦斯量和煤样质量计算的, 计算公式如下:

$$X_0 = \frac{V_1 + V_2 + V_3 + V_4}{G} \quad (1-9)$$

式中  $X_0$ ——煤层原始瓦斯含量, mL/g;

$V_1$ ——推算出的损失瓦斯量, mL;

$V_2$ ——煤样解吸测定中累计解吸出的瓦斯量, mL;

$V_3$ ——煤样粉碎前脱出的瓦斯量, mL;

$V_4$ ——煤样粉碎后脱出的瓦斯量, mL;

$G$ ——煤样质量, g。

上述各阶段放出的瓦斯量皆为换算成标准状态下的瓦斯体积。

以上地勘解吸法直接测定煤层瓦斯含量的成功率可达 98%, 精度也较高, 而且操作简单, 成本低, 优于其他方法。

### 2. 生产时期井下煤层瓦斯含量的直接测定法

#### 1) 煤样瓦斯解吸速度与解吸时间的关系

试验研究表明, 煤样在一定的压力下, 达到吸附平衡后, 当压力解除时(即压力降至 0.1 MPa), 吸附在煤中的瓦斯将迅速解吸。开始时瓦斯解吸速度很快, 以后随着解吸时间的延长解吸速度放慢。瓦斯解吸量在卸压后最初阶段急剧增大, 以后逐渐平缓下来。瓦斯解吸速度随时间的变化关系可用幂函数表示, 即

$$v_t = v_1 t^k \quad (1-10)$$

式中  $v_t$ ——解吸时间为  $t$  时煤样的瓦斯解吸速度, mL/g·min;

$v_1$ —— $t = 1$  min 时煤样瓦斯解吸速度, mL/g·min;

$t$ ——煤样解吸瓦斯时间, min;

$k$ ——瓦斯解吸速度随时间的衰减系数。

在解吸时间为  $t$  时的累积解吸瓦斯量为

$$Q = \int_0^t v_1 t^k dt = \frac{v_1}{1-k} t^{1-k} \quad (1-11)$$

大量试验数据表明, 在煤样卸压后的 60 min 内, 解吸速度的变化遵循式(1-10)的规律。

#### 2) WP-1 型井下煤层瓦斯含量快速测定仪

WP-1 型井下煤层瓦斯含量快速测定仪就是根据煤样瓦斯解吸速度随时间变化的幂

函数关系,利用瓦斯解吸速度特征指标计算煤层瓦斯含量的原理设计的。它由煤样罐、检测器和数据处理机三部分组成。煤样罐由有机玻璃制成,内装粒度 1 mm~3 mm,重 20 g 的煤样,为了快速装样并保证不漏气,采用高真空橡胶塞为盖。检测器是通过测定煤样的瓦斯解吸量和解吸速度来完成的,它采用热导式气体流量传感器作为测量器件,传感器电路由加热控制桥路和感应平衡桥路两部分组成,通过瓦斯气体流入对某一电阻值的变化,使感应平衡桥路失去平衡而产生偏压电压,经过放大调整和 A/D 转换,变成一个与瓦斯气流速度成线性关系的数字信息,送入单片机进行定时数据采集,并把采集的瓦斯流量值、计时值分别进行存储和显示。当整个瓦斯解吸过程结束后,将内存存储的瓦斯流量测定数据组和计时组通过计算处理后,显示或打印出最终测定参数。

WP-1 型快速测定仪适用于井下任一工作地点。在测定期间,不影响采掘工作面的正常工作,测定快速,不仅可以测定煤层瓦斯含量,还可以测定采掘工作面前方煤体的瓦斯压力,并能进行煤与瓦斯突出预测预报。

### 3. 煤层瓦斯含量间接测定法

煤层瓦斯含量间接测定法比较复杂,它是首先实测煤层的瓦斯压力  $p$ ,然后通过试验室测定煤的孔隙率  $K$ ,通过煤的吸附试验测定煤的吸附常数  $a$  和  $b$ ,再通过煤的工业分析试验测定煤的水分  $W^f$  等参数,在这些参数的基础上依据下式计算煤层瓦斯含量,即

$$X = \frac{abp}{1+bp} \cdot \frac{1}{1+0.31W^f} e^{n(t_s-t)} + \frac{10Kp}{k} \quad (1-12)$$

式中  $X$ ——纯煤(可燃物质)瓦斯含量,  $\text{m}^3/\text{t}$ ;

$p$ ——实测的煤层瓦斯压力, MPa;

$a$ ——吸附常数,试验温度下煤的极限吸附量,一般为  $15 \text{ m}^3/\text{t} \sim 55 \text{ m}^3/\text{t}$ ;

$b$ ——吸附常数,一般为  $0.5 \text{ MPa}^{-1} \sim 5 \text{ MPa}^{-1}$ ;

$t_s$ ——试验室进行吸附试验的温度,  $^{\circ}\text{C}$ ;

$t$ ——井下煤体温度,  $^{\circ}\text{C}$ ;

$W^f$ ——煤的水分含量, %;

$n$ ——系数,  $n = \frac{0.02}{0.093 + 0.07p}$ ;

$K$ ——煤的孔隙体积(孔隙率),  $\text{m}^3/\text{t}$ ;

$k$ ——瓦斯压缩系数,按表 1-8 取值。

式(1-12)中,右边的第一部分为煤的吸附瓦斯量(考虑煤水分和试验室温度对煤的吸附量的影响,分别乘了系数),第二部分为游离瓦斯量。

原煤的瓦斯含量则可按下式进行换算:

$$X_0 = X \frac{100 - A^f - W^f}{100} \quad (1-13)$$

式中  $X_0$ ——原煤瓦斯含量,  $\text{m}^3/\text{t}$ ;

$A^f$ ——原煤灰分含量, %;

其余符号同前。

表 1-8 瓦斯压缩系数  $k$  值

瓦斯压力 /MPa	煤层温度/℃					
	0	10	20	30	40	50
0.1	1.00	1.04	1.08	1.12	1.16	1.20
1.0	0.97	1.02	1.06	1.10	1.14	1.18
2.0	0.95	1.00	1.04	1.08	1.12	1.16
3.0	0.92	0.97	1.02	1.06	1.10	1.14
4.0	0.90	0.95	1.00	1.04	1.08	1.12
5.0	0.87	0.93	0.98	1.02	1.06	1.11
6.0	0.85	0.90	0.95	1.00	1.05	1.10
7.0	0.83	0.88	0.93	0.98	1.04	1.09

#### 4. 直接测定法与间接测定法的比较

直接测定法比较简单,它的优点是瓦斯量直接测定,避免了间接测定法测定许多参数时的测量误差;缺点是煤样在采取过程中难免有部分瓦斯散失,需要建立补偿瓦斯损失量的方法。

间接测定法比较复杂,它的优点是煤样不需要密封,采样方法简单,且如果已知煤层各不同区域的瓦斯压力后,可根据吸附等温线推算各不同区域的煤层瓦斯含量;缺点是需要实测煤层瓦斯压力,且各种测量误差会叠加到最终结果中去。

### 思考题与习题

- 1-1 什么是矿井瓦斯?从安全角度上矿井瓦斯组分有哪些类型?矿井瓦斯的来源有哪些?
- 1-2 试述瓦斯的主要物理性质和化学性质。了解这些性质对防治瓦斯灾害有何重要意义?
- 1-3 什么是煤的孔隙率?煤的孔隙率与煤的变质程度一般有什么样的关系?
- 1-4 瓦斯是以怎样的状态存在于煤中的?为什么煤中瓦斯能保持较长时间持续涌出?
- 1-5 什么是瓦斯风化带?如何确定瓦斯风化带的下部边界深度?确定瓦斯风化带深度有什么实际意义?
- 1-6 测定煤层瓦斯压力有何作用?煤层瓦斯压力的大小取决于哪些具体因素?
- 1-7 测定煤层瓦斯压力的封孔方法有哪些?各有何优、缺点?封孔测压技术的效果受哪些因素影响?
- 1-8 什么是煤层瓦斯含量?影响煤层瓦斯含量的因素有哪些?
- 1-9 地质勘探时期煤层瓦斯含量的直接测定法分哪三个阶段?试述主要测定步骤。
- 1-10 WP-1型井下煤层瓦斯含量快速测定仪的测定原理是什么?有何优点?
- 1-11 煤层瓦斯含量的直接测定法与间接测定法各有何优缺点?

## 第二章 矿井瓦斯涌出

煤层中的瓦斯向采掘空间的运动可分为流动和涌出两个过程。瓦斯在煤层内的运动叫流动;瓦斯从煤层暴露的自由面向采掘空间比较均匀释放的过程叫做涌出。瓦斯在煤层中的运动是个复杂的过程,主要取决于煤层介质的孔隙结构和瓦斯在煤层中的存在状态。在甲烷带内,瓦斯压力一般沿煤层倾向随深度的增加而增大,而沿走向方向变化较小。在未开采煤层的小范围内,瓦斯压力比较稳定且处于平衡状态;当在煤层中进行采掘工作时,破坏了原有的瓦斯压力平衡状态,为了达到新的平衡,形成了瓦斯流动场,于是煤层中的瓦斯便会从煤层内部向巷道中运动。这种运动状态,大多数表现为正常涌出,在特殊条件下也可以形成喷出和突出。

### 第一节 矿井瓦斯涌出量及其影响因素

#### 一、瓦斯涌出形式

煤层瓦斯涌出一般有正常式瓦斯涌出、喷出式瓦斯涌出和突出式瓦斯涌出三种形式。

##### 1. 正常式瓦斯涌出

由受采动影响的煤层、岩层以及采落的煤(矸石)中向井下空间均匀地释放出瓦斯的現象即为正常式瓦斯涌出,通常称为涌出或普通涌出,这是瓦斯涌出的主要形式。

##### 2. 喷出式瓦斯涌出

大量瓦斯在压力状态下,从肉眼可见的煤、岩裂缝及空洞中集中涌出即为喷出式瓦斯涌出,通常称为瓦斯喷出。瓦斯喷出一般都伴随有声响效应,如吱吱声、哨声、水的沸腾声等。目前还缺乏鉴别瓦斯喷出的定量标准,一般认为,在正常通风条件下,短时间内很快使巷道瓦斯浓度严重超限,并持续一定时间(少则几十分钟,多则几年)的瓦斯涌出属于瓦斯喷出。

喷出式瓦斯涌出必须有大量积聚游离瓦斯的瓦斯源,按不同生成类型,瓦斯喷出源有两种:地质生成瓦斯源和生产生成瓦斯源。地质生成瓦斯源是指喷出的瓦斯来源于成煤地质过程中,大量瓦斯积聚在地质的裂隙和空洞内,当采掘工程揭露这些地层时,瓦斯就从裂隙及空洞中涌出,形成瓦斯喷出。生产生成瓦斯源是指喷出的瓦斯来源于因开采松动卸压的影响,使开采层邻近的煤层卸压而形成大量解吸瓦斯,当游离瓦斯积聚达到一定能量时,冲破层间岩石而向回采巷道喷出。

##### 3. 突出式瓦斯涌出

含瓦斯的煤、岩体,在压力(地层应力、重力、瓦斯压力等)作用下,破碎的煤和解吸的瓦斯从煤体内部突然向采掘空间大量喷出的一种动力现象即为突出式瓦斯涌出,通常称为煤与瓦斯突出。

上述三类煤层瓦斯涌出形式的流动性、表现方式及管理防治措施是各不相同的。普通涌出可以用煤层瓦斯流动理论的有关数学模型来描述解算,大多数情况下,煤壁瓦斯涌出可以认为属于平面单向不稳定瓦斯流动类型,防治的基本措施是采用通风的方法稀释风流中瓦斯浓度或用抽放方法减少瓦斯向巷道涌出。瓦斯喷出是一种局部性的异常瓦斯涌出,只要能及时正确预见瓦斯积聚源,并把积聚的瓦斯控制引入回风系统或抽放瓦斯管路系统,就能消除瓦斯喷出的危害。瓦斯突出是一种极其复杂的瓦斯与煤、岩一起突然喷出的现象,危害性极大,要采取专门的特殊防治措施。本章的重点是普通涌出,瓦斯的喷出和突出在以后的章节中做详细的介绍。

## 二、矿井瓦斯涌出来源

根据矿井瓦斯涌出的地点不同,瓦斯来源可分为煤(岩)壁瓦斯涌出、采空区瓦斯涌出和采落煤炭瓦斯放散三类。有时把来源于煤(岩)壁和采落煤炭涌出的瓦斯称为直接源瓦斯;把来源于采空区涌出的瓦斯称为间接源瓦斯。

### 1. 煤(岩)壁瓦斯涌出

由于井下采掘巷道和采掘工作面的布置,煤(岩)壁暴露的自由面大而且分布广。从自由面向煤体深处瓦斯压力呈上升趋势,这样在煤体中就会形成瓦斯压力梯度,从而造成瓦斯由煤体深部向煤壁方向流动的流动场,对井下作业空间而言,煤(岩)壁成为瓦斯涌出的重要来源。

#### 1) 采煤工作面煤壁瓦斯涌出

当采煤工作面为后退式开采时,采区内运输及回风巷道的煤壁暴露时间一般已经超过煤壁瓦斯涌出的枯竭期,所以整个巷道的煤壁瓦斯涌出可以忽略。当前进式采煤时,在采煤工作面前方有巷道掘进,且掘进巷道的回风流流经采煤工作面,煤壁暴露时间较短,这时巷道的煤壁瓦斯涌出应成为工作面瓦斯涌出量的一个组成部分。

采煤工作面处于均匀连续的推进过程中,所以工作面新鲜暴露的煤壁不存在瓦斯枯竭的问题,瓦斯涌出也是连续不断的。以综采工作面为例,当采煤机位于工作面的上端或下端时,工作面的煤壁都是新鲜暴露的,这时工作面的瓦斯涌出量最大。

特别应指出,由于采煤工作面受地压活动的影响较大,采煤工作面前方煤体的透气性、瓦斯涌出衰减系数并不是稳定的,因此,采煤工作面煤壁瓦斯涌出量的波动范围较大,但这并不影响工作面煤壁作为瓦斯涌出重要来源的地位。这也是加强工作面防治瓦斯的重要理论依据。

#### 2) 掘进工作面瓦斯涌出

在掘进巷道中,可把当天暴露出来的新鲜煤壁看作移动煤壁,在这个移动区域内的新鲜煤壁像插入煤层原始应力区域的一根“针”,这根“针”破坏了煤层原始应力平衡状态和煤体内瓦斯压力平衡状态,在煤体中形成了较大的瓦斯压力梯度,使得瓦斯从这个移动煤壁大量涌出。地质条件相同时,这个移动煤壁总是处于煤层原始应力区域,瓦斯涌出相对于掘进面的推进度是稳定的。

当巷道均匀向前掘进时,在掘进工作面后面的巷道煤壁就是不移动的暴露煤壁,其瓦斯涌出强度随暴露时间的延长而减弱,即随着掘进巷道的增长而衰减。

由于固定暴露煤壁瓦斯的涌出随暴露时间的延长而减弱,对于长距离掘进巷道,有一个最大瓦斯涌出量值,与其相对应的也有一个巷道瓦斯涌出量达到最大时的巷道最大长度,即

当巷道的掘进长度超过此值后,掘进巷道的瓦斯涌出量也不再增加,这时掘进工作面瓦斯涌出量将趋于相对稳定。

一般煤壁瓦斯的涌出量与煤壁暴露的自由面的大小和暴露时间有关,单位面积暴露煤壁的瓦斯涌出量叫做煤壁瓦斯的涌出强度,新鲜暴露煤壁的瓦斯涌出强度最大。因此,正常情况下,井下采掘作业时煤壁瓦斯涌出强度应该是最大的。

### 2. 采空区瓦斯涌出

采空区瓦斯涌出其瓦斯来源主要有:受采动影响的卸压邻近层(包括上、下邻近层,不可采层及围岩)以及开采层本身丢煤(包括煤柱)所涌出的瓦斯。

一般在老顶第一次冒落前,邻近层瓦斯基本上不向采空区涌出,这时的瓦斯涌出量可以认为是开采层本身涌出的瓦斯量。当老顶第一次冒落后,卸压松动的邻近层就开始向采空区大量涌出瓦斯。

### 3. 采落煤炭瓦斯放散

采掘工作面采落下来的煤块在运输过程中,煤块内瓦斯仍向风流涌出。影响采落的煤炭放散瓦斯因素有:煤炭的块度大小、煤块初始的瓦斯含量、煤块在采区内停留的时间。

在正常情况下,采落煤块在采区进风系统中停留的时间为 5 min~10 min。如果停留时间延长,则煤块在采区内的瓦斯涌出量将显著增加;但超过 30 min~40 min 后,采落煤块的瓦斯涌出量将趋向稳定。采煤工作面的推进速度越快,采落煤块瓦斯涌出量占采煤工作面瓦斯涌出总量的比例越大。

## 三、矿井瓦斯平衡

矿井瓦斯平衡就是对矿井各个瓦斯涌出源进行定量测定后,对测定结果进行分析的反映。矿井瓦斯涌出来源是多方面的,往往在同一地点同时存在,有时是不区别的。所以在矿井瓦斯平衡构成中,通常按照采掘工艺顺序及作业区域的分布,把矿井瓦斯平衡构成分成掘进瓦斯涌出、采煤工作面瓦斯涌出、老空区瓦斯涌出、瓦斯抽放量、围岩瓦斯涌出量等。

经常对矿井及采区瓦斯平衡构成进行测定分析是有效管理瓦斯的基础工作,也是预测深部水平瓦斯涌出量的基础资料。因此,一个新矿井从投产开始,就应系统地积累瓦斯平衡资料,分析其构成变化情况及变化原因,只有积累了大量完整的瓦斯平衡资料,才能有针对性地提出治理瓦斯的有效措施,并对新区、新水平的瓦斯涌出变化情况做出科学预测。

## 四、瓦斯涌出量的计算

瓦斯涌出量是指在矿井建设和生产过程中从煤与岩石内涌出的瓦斯量,对应于整个矿井的叫做矿井瓦斯涌出量;对应于翼、采区或工作面的,叫做翼、采区或工作面的瓦斯涌出量。瓦斯涌出量的计算有两种:绝对瓦斯涌出量计算和相对瓦斯涌出量计算。

### 1. 绝对瓦斯涌出量的计算

单位时间内涌出的瓦斯体积称为绝对瓦斯涌出量,单位为  $\text{m}^3/\text{d}$  或  $\text{m}^3/\text{min}$ 。其计算公式为

$$Q_g = Q \times \varphi_g(\text{CH}_4) \quad (2-1)$$

式中  $Q_g$ ——绝对瓦斯涌出量,  $\text{m}^3/\text{min}$ ;

$Q$ ——风量,  $\text{m}^3/\text{min}$ ;

$\varphi_g(\text{CH}_4)$ ——风流中的平均瓦斯浓度, %。

## 2. 相对瓦斯涌出量的计算

平均日产 1 t 煤同期所涌出的瓦斯量称为相对瓦斯涌出量, 单位是  $\text{m}^3/\text{t}$ 。其计算公式为

$$q_g = \frac{1\,440 \times Q_g}{T_d} \quad (2-2)$$

式中  $q_g$ ——相对瓦斯涌出量,  $\text{m}^3/\text{t}$ ;

$Q_g$ ——绝对瓦斯涌出量,  $\text{m}^3/\text{min}$ ;

$T_d$ ——与瓦斯涌出量相应区域的平均日产煤量,  $\text{t}/\text{d}$ 。

相对瓦斯涌出量单位的表达式虽然与瓦斯含量相同, 但两者的物理含义是不同的, 其数值也是不相等的。因为瓦斯涌出量中除开采煤层涌出的瓦斯外, 还有来自邻近层和围岩的瓦斯, 所以相对瓦斯涌出量一般要比煤层瓦斯含量大。矿井瓦斯涌出量是决定矿井瓦斯等级和计算风量的依据。

**例 2-1** 已知某矿日产量 3 000 t, 总回风道回风量为 7 600  $\text{m}^3/\text{min}$ , 相对瓦斯涌出量为 25  $\text{m}^3/\text{t}$ , 求总回风道的瓦斯浓度?

**解:** 该矿井绝对瓦斯涌出量为

$$Q_g = \frac{q_g \times T_d}{1\,440} = \frac{25 \times 3\,000}{1\,440} = 52.08 \text{ m}^3/\text{min}$$

总回风道瓦斯浓度为

$$\varphi_g(\text{CH}_4) = \frac{Q_g}{Q} = \frac{52.08}{7\,600} \times 100\% = 0.685\%$$

## 五、影响瓦斯涌出量的因素

矿井瓦斯涌出量的大小, 取决于自然因素和开采技术因素的综合影响。

### 1. 自然因素

#### 1) 煤层和围岩的瓦斯含量

煤层和围岩的瓦斯含量是决定瓦斯涌出量多少的最重要因素。单一的薄煤层和中厚煤层开采时, 瓦斯主要来自煤层暴露面和采落的煤炭, 因此煤层的瓦斯含量越高, 开采时的瓦斯涌出量也越大。在开采煤层附近赋存有瓦斯含量大的邻近煤层或岩层时, 由于煤层回采的影响, 在采空区上下形成大量的裂隙, 邻近煤层或岩层中的瓦斯, 就能不断地流向开采煤层的采空区, 再进入生产空间, 从而增加矿井的瓦斯涌出量。在此情况下, 开采煤层的瓦斯涌出量有可能大大超过它的瓦斯含量。

#### 2) 开采深度

因为煤层和围岩的瓦斯含量随着深度的增加而增加, 所以, 在甲烷带内, 随着开采深度的增加, 瓦斯涌出量也增加。



### 3) 地质构造

采掘工作面接近地质构造时,瓦斯涌出量往往发生很大的变化。其大小取决于引起构造时地层受力情况和最终的成型构造类型。一般来说,受拉力影响产生的开放性构造裂隙有利于排放瓦斯,受挤压力产生的封闭构造裂隙有利于瓦斯富积。因此,当开采到瓦斯富积区时,瓦斯涌出量就增大。

### 4) 地面大气压变化

地面大气压在一年内冬夏两季的差值可达  $8\text{ kPa} \sim 53\text{ kPa}$ ,一天内个别情况下可达  $2\text{ kPa} \sim 27\text{ kPa}$ 。地面大气压变化引起井下大气压的相应变化,它对采空区(包括采空区和封闭不严的老空区)或坍冒处等这些间接源瓦斯涌出的影响比较显著。这是由于正常情况下,这些瓦斯积存区与巷道的气压差处于相对平衡状态,积存的瓦斯均匀地流入风流中。当地面大气压突然下降时,瓦斯积存区的气体压力将高于风流的压力,瓦斯就会更多地涌入风流中,使矿井的瓦斯涌出量增大;反之,矿井的瓦斯涌出量将减少。有资料表明,美国在1910年~1960年间,有一半的瓦斯爆炸事故发生在大气压急剧下降时。所以,在生产规模较大的老矿内,应掌握本矿区大气压变化与井下气压变化的关系,以及瓦斯涌出量变化规律,如井下大气压变化的滞后时间、变化的幅度、瓦斯涌出量变化较大的地点等,以便有针对性的调整风量,加强瓦斯检查和机电设备的管理,预防事故的发生。

## 2. 开采技术因素

### 1) 开采规模

开采规模是指开拓与开采范围和矿井产量。开拓与开采的范围越广,煤岩的暴露面就越大,因此矿井瓦斯涌出量也就越大。矿井产量与矿井瓦斯涌出量之间的关系比较复杂,一般情况下:

(1) 矿井达产之前,绝对瓦斯涌出量随着开拓范围的扩大而增加。由于产量小,相对瓦斯涌出量数值偏大。

(2) 矿井达产后,绝对瓦斯涌出量基本随产量变化并在一个稳定数值上、下波动。如果矿井涌出的瓦斯主要来源于采落的煤炭,产量变化时,对绝对瓦斯涌出量的影响虽然比较明显,但对相对瓦斯涌出量影响却不大;如果瓦斯主要来源于采空区和围岩,产量变化时,绝对瓦斯涌出量变化较小,相对瓦斯涌出量却有明显变化。

(3) 矿井生产后期,绝对瓦斯涌出量又随产量的减少而减少,并最终稳定在某一数值,这是由于巷道和采空区瓦斯涌出量不受产量减少的影响,这时相对瓦斯涌出量数值又会因产量低而偏大。

### 2) 开采顺序与开采方法

首先开采的煤层(或分层)瓦斯涌出量大。这是因为,除本煤层(或本分层)的瓦斯涌出外,邻近煤层(或未采的其他分层)的瓦斯也要通过开采产生的裂隙与孔洞渗透出来,使瓦斯涌出量增大。如峰峰大煤分三个分层开采,开采顶分层时瓦斯涌出量占全煤层瓦斯总涌出量的75%左右。又如,阳泉四矿全冒落法的长壁工作面,回采推进  $30\text{ m} \sim 40\text{ m}$  后,大量瓦斯来自顶板的邻近层,采区瓦斯涌出量可增大到老顶冒落前的5~10倍。因此,瓦斯涌出量大的煤层群同时回采时,如有可能应首先回采瓦斯含量较小的煤层,同时采取抽放邻近层瓦斯的措施。

采空区丢失煤炭多、回采率低的采煤方法,采空区瓦斯涌出量大;采用全部垮落法管理

顶板比充填法能造成顶板更大范围的破坏和松动卸压,邻近层瓦斯涌出量就比较大;采煤工作面周期来压时,瓦斯涌出量也会大大增加。据焦作矿区焦西矿资料,周期性顶板来压时比正常生产时瓦斯涌出量增加 50%~80%。

### 3) 生产工艺

瓦斯从煤体暴露面涌出的特点是,初期瓦斯涌出的强度大,然后大致按指数函数的关系逐渐衰减,如图 2-1 所示。所以落煤时瓦斯涌出量总是大于其他工序。

落煤时瓦斯涌出量增大,增大值与落煤量、新暴露煤面大小和煤块的破碎程度有关。如风镐落煤时,瓦斯涌出量可增大 11~13 倍;放炮时,增大 14~20 倍;采煤机工作时,增大 14~16 倍;水采工作面水枪开动时,增大 2~4 倍。

综合机械化工作面推进速度快,产量高,在瓦斯含量大的煤层内工作时,瓦斯涌出量很大。如阳泉的机组工作面瓦斯涌出量可达  $40 \text{ m}^3/\text{min}$ 。

### 4) 风量变化

矿井风量变化时,瓦斯涌出量和风流中的瓦斯浓度将由原来的稳定状态逐渐转变为另一稳定状态。单一煤层回采时,由于瓦斯主要来自煤壁和采落的煤炭,采空区积存的瓦斯量不大。回风流中的瓦斯浓度随风量减少而增加或随风量增加而减少,如图 2-2(a)所示。煤层群开采和综采放顶煤工作面的采空区内、煤巷的冒顶孔洞内,往往积存有大量高浓度的瓦斯,一般情况下,风量增加时,起初由于负压和采空区漏风的加大,一部分高浓度瓦斯被漏风从采空区带出,绝对瓦斯涌出量迅速增加,回风流中的瓦斯浓度可能急剧上升。然后,浓度开始下降,经过一段时间,绝对瓦斯涌出量恢复到或接近原来值,回风流中的瓦斯浓度才能降低到原值以下,如图 2-2(b)所示。风量减少时,情况相反,如图 2-2(c)所示。

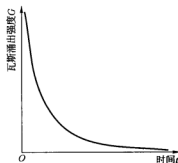


图 2-1 瓦斯从煤体暴露面涌出的变化规律

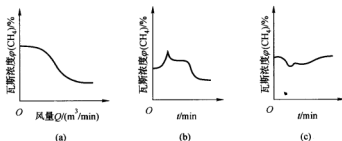


图 2-2 回风流中瓦斯浓度变化动态

(a) 单煤层风量变化; (b)、(c) 采区风量变化

这类瓦斯浓度变化的时间,由几分钟到几天,峰值浓度和瓦斯涌出量变化决定于采空区的范围、采空区内的瓦斯浓度、漏风情况和风量调节的快慢与幅度。因此,在采区风量调节、反风、综放工作面放顶煤时,必须密切注意风流中瓦斯的浓度。为了降低风量调节时回风流中瓦斯浓度的峰值,可以采取分次增加风量的方法。每次增加的风量和间隔的时间,应使回

风流中的瓦斯浓度不超过《煤矿安全规程》的规定。

#### 5) 通风压力

矿井通风压力的变化对瓦斯涌出量的影响与大气压力的影响相似。如抽出式通风负压减小时,工作面的风压升高,采空区的瓦斯涌出量将减少;压入式通风风压降低时,采空区的瓦斯涌出量将增大。

#### 6) 采空区的密闭质量

采空区内往往积存着大量高浓度的瓦斯(可达60%~70%),如果封闭的密闭墙工程质量不好,或进、回风侧的通风压差较大,就会造成采空区大量漏风,使矿井的瓦斯涌出增大。

总之,影响矿井瓦斯涌出量的因素是多方面的,应该通过经常和专门的观测,找出其主要因素和规律,才能采取有针对性的措施来治理瓦斯。

### 六、瓦斯涌出不均系数

正常生产过程中,矿井绝对对瓦斯涌出量受各种因素的影响其数值是经常变化的,但在一段时间内只在一个平均值上下波动,峰值与平均值的比值称为瓦斯涌出不均系数。在确定矿井总风量选取风量备用系数时,要考虑矿井瓦斯涌出不均系数。

矿井瓦斯涌出不均系数表示为

$$k_g = Q_{\max} / Q_a \quad (2-3)$$

式中  $k_g$ ——给定时间内瓦斯涌出不均系数;

$Q_{\max}$ ——给定时间内的最大瓦斯涌出量,  $\text{m}^3/\text{min}$ ;

$Q_a$ ——给定时间内的平均瓦斯涌出量,  $\text{m}^3/\text{min}$ 。

确定瓦斯涌出不均系数的方法是:根据需要,在待确定地区(工作面、采区、翼或全矿)的进、回风流中连续测定一段时间(一个生产循环、一个工作班、一天、一月或一年)的风量和瓦斯浓度,一般以测定结果中的最大一次瓦斯涌出量和各次测定的算术平均值代入上式,即为该地区在该时间间隔内的瓦斯涌出不均系数。

通常,工作面的瓦斯涌出不均系数总是大于采区的瓦斯涌出不均系数,采区瓦斯涌出不均系数大于全矿井的瓦斯涌出不均系数。进行风量计算时,应根据具体的情况选用合适的瓦斯涌出不均系数。

## 第二节 矿井瓦斯等级及其鉴定

随着我国煤矿矿井开采水平的加深,矿井瓦斯涌出量将逐渐增大,为进一步加强矿井的瓦斯管理,深入贯彻落实《安全生产法》和《煤炭法》,贯彻落实先抽后采、监测监控、以风定产的瓦斯治理方针,为准确评价矿井瓦斯等级,提高煤矿安全生产管理水平,控制煤矿重特大瓦斯事故的发生,以及为了便于对瓦斯矿井进行分级管理,根据《煤矿安全规程》的规定,各煤矿矿井每年必须进行瓦斯等级和二氧化碳涌出量的鉴定工作,按照瓦斯涌出的形式和涌出量的大小,将矿井分成不同的瓦斯等级。这对于矿井设计和日常通风管理都十分必要。

### 一、矿井瓦斯等级的划分及有关规定

矿井瓦斯等级的划分应依据《煤矿安全规程》第 133 条规定进行划分。

《煤矿安全规程》第 133 条规定:一个矿井中只要有一个煤(岩)层发现瓦斯,该矿井即为瓦斯矿井。瓦斯矿井必须依照矿井瓦斯等级进行管理。

矿井瓦斯等级,根据矿井相对瓦斯涌出量、矿井绝对瓦斯涌出量和瓦斯涌出形式划分为:

(1) 低瓦斯矿井:矿井相对瓦斯涌出量小于或等于  $10 \text{ m}^3/\text{t}$  且矿井绝对瓦斯涌出量小于或等于  $40 \text{ m}^3/\text{min}$ 。

(2) 高瓦斯矿井:矿井相对瓦斯涌出量大于  $10 \text{ m}^3/\text{t}$  或矿井绝对瓦斯涌出量大于  $40 \text{ m}^3/\text{min}$ 。

(3) 煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出矿井。

每年必须对矿井进行瓦斯等级和二氧化碳涌出量的鉴定工作,报省(自治区、直辖市)负责煤炭行业管理的部门审批,并报省级煤矿安全监察机构备案。上报时应包括开采煤层最短发火期和自然倾向性、煤尘爆炸性的鉴定结果。

新矿井设计文件中,应有各煤层的瓦斯含量资料。

《煤矿安全规程》第 134 条规定:低瓦斯矿井中,相对瓦斯涌出量大于  $10 \text{ m}^3/\text{t}$  或有瓦斯喷出的个别区域(采区或工作面)为高瓦斯区,该区应按高瓦斯矿井管理。

### 二、矿井瓦斯等级鉴定方法和步骤

新矿井设计前,地质勘探部门根据各煤层的瓦斯含量资料,预测矿井瓦斯等级,作为计算风量的依据。生产矿井每年必须进行矿井瓦斯等级的鉴定工作,同时还应进行矿井二氧化碳涌出量的测定,作为通风能力核定和调整风量的依据。

#### 1. 总体要求

矿井瓦斯等级和二氧化碳涌出量的鉴定方案由矿总工程师(或技术负责人)组织编制,报上级煤炭管理部门或矿务局(集团公司)总工程师(或技术负责人)审查。

#### 2. 鉴定原则

(1) 每年必须进行一次矿井瓦斯等级和二氧化碳涌出量的鉴定工作。

(2) 矿井瓦斯等级鉴定工作应在矿井正常生产条件下进行。

(3) 每年矿井瓦斯等级鉴定时间应选择在 7~8 月份。

(4) 瓦斯等级鉴定必须在鉴定月的上、中、下旬各取 1 天(间隔 10 天)的三班(或四班)进行。

(5) 定级点的确定以“矿井”测点的上、中、下三旬中瓦斯相对涌出量和绝对涌出量的最大值为定级点。

(6) 矿井瓦斯等级的确定:依据《煤矿安全规程》第 133 条和第 134 条规定进行划分确定。

#### 3. 测定步骤

##### 1) 测点布置

测定地点的选择原则是能准确地测定出被鉴定区域的瓦斯涌出量。测点布置应分别设在矿井、煤层、一翼、水平、采区、采煤工作面的回风巷中;掘进工作面的测点布置在所有煤巷、半煤岩巷中,并且每一采区至少选一个不同岩层的岩石掘进巷道。

选择测点时应满足下列要求:

(1) 测点应在分风点或汇风点前(或后)处测定,选在前方不得小于巷道宽度的3倍,选在后方不得小于巷道宽度的8倍。

(2) 需要在巷道转弯处、断面变化大的地方选点时,选在前方不得小于巷道宽度的8倍。

(3) 测点前、后3 m内巷道应支护良好,巷道内无堆积物。

(4) 检查甲烷浓度时,把长胶皮管的进气端送到待测位置或有瓦斯处(在正常巷道中靠顶梁下约200 mm,在有冒顶的巷道中伸到冒顶的高处)。检查二氧化碳浓度时,应在靠近巷道底板约200 mm处检查。

## 2) 风速测量

用风速表测量风速,每班需要测量3次,取其平均值作为该班的测定结果,并填入表2-1中。

表 2-1 测点断面参数及风速记录表

_____局_____矿_____煤层_____翼_____水平_____采区_____年_____月_____日_____班												
测点 序号	巷道 名称	测点 位置	断面 形状	巷道规格			表速			平均 风速 /(m/s)	仪器 编号	备注
				高度 /m	宽度 /m	断面积 /m <sup>2</sup>	第 1 次	第 2 次	第 3 次			

## 3) 大气物理参数测量

用精密数字气压计测量大气压力,用通风干湿温度计测量空气的干球温度和湿球温度。并填入表2-2中。

表 2-2 大气物理参数记录表

____局____矿____煤层____翼____水平____采区____年____月____日____班							
测点 序号	干球温度 /℃	湿球温度 /℃	干湿温度差 /℃	相对湿度 /%	大气压力 /Pa	空气密度 (kg/m <sup>3</sup> )	备注

## 4) 瓦斯、二氧化碳浓度测量

用便携式光学甲烷检测仪测量瓦斯、二氧化碳浓度,每班需要测量3次,取其平均值作为该班的测定结果,并填入表2-3中。如果鉴定区域的进风流中含有瓦斯,那么该鉴定地区的瓦斯涌出量应为进、回风流中瓦斯量之差。

表 2-3 瓦斯、二氧化碳浓度记录表

局 矿 煤层 翼 水平 采区 年 月 日 班													
测点序号	巷道名称	测点位置	瓦斯浓度/%				二氧化碳浓度/%				月工作天数/d	月产煤量/t	备注
			第一次	第二次	第三次	平均	第一次	第二次	第三次	平均			

## 5) 巷道断面面积等参数测量

按测点的巷道断面形状,用钢卷尺进行测量。并填入表 2-1 中。

## 4. 测定结果计算

计算瓦斯涌出量时,必须注意两点,一是进风流设有测点时,进、回风流的瓦斯涌出量之差才是鉴定地区的瓦斯涌出量;二是对于抽放瓦斯的矿井,在鉴定月内应在相应的地区测定抽出的瓦斯量,矿井瓦斯等级划分时,必须包括抽放的瓦斯量。

主要计算参数有:

- (1) 空气密度计算。
- (2) 巷道断面面积和周长计算。
- (3) 平均风速计算,每个测点取 3 次实际风速值的算术平均值。
- (4) 风量计算。
- (5) 瓦斯浓度的校正:

$$\varphi(\text{CH}_4) = 352.6 \frac{T}{p} \varphi'(\text{CH}_4) \quad (2-4)$$

式中  $\varphi(\text{CH}_4)$ ——校正后的瓦斯浓度 %;

$T$ ——测点的绝对温度, K;

$p$ ——测点的大气压力, Pa;

$\varphi'(\text{CH}_4)$ ——测点的便携式光学甲烷检测仪测量瓦斯平均读数, %。

## (6) 二氧化碳浓度计算:

$$\varphi(\text{CO}_2) = 0.955 + 352.6 \frac{T}{p} \varphi'(\text{CO}_2) \quad (2-5)$$

式中  $\varphi(\text{CO}_2)$ ——校正后的  $\text{CO}_2$  浓度, %;

$T$ ——测点的绝对温度, K;

$p$ ——测点的大气压力, Pa;

$\varphi'(\text{CO}_2)$ ——测点的便携式光学甲烷检测仪测量  $\text{CO}_2$  平均读数, %。

## (7) 瓦斯绝对涌出量计算:

$$Q_g = Q_v \times \varphi(\text{CH}_4) \quad (2-6)$$

式中  $Q_g$ ——绝对瓦斯涌出量,  $\text{m}^3/\text{min}$ ;

$Q_v$ ——测点风量,  $\text{m}^3/\text{min}$ ;

$\varphi(\text{CH}_4)$ ——校正后的瓦斯浓度, %。

(8) 二氧化碳绝对涌出量计算:

$$Q_c = Q_v \times \varphi(\text{CO}_2) \quad (2-7)$$

式中  $Q_c$ ——绝对  $\text{CO}_2$  涌出量,  $\text{m}^3/\text{min}$ ;

$Q_v$ ——测点风量,  $\text{m}^3/\text{min}$ ;

$\varphi(\text{CO}_2)$ ——校正后的  $\text{CO}_2$  浓度, %。

(9) 瓦斯、二氧化碳相对涌出量计算:

$$q_g = \frac{1\,440 \times Q_g}{T_d} \text{ 或 } q = \frac{1\,440 \times Q_c}{T_d} \quad (2-8)$$

式中  $q_g$ ——相对瓦斯( $\text{CH}_4$ )涌出量,  $\text{m}^3/\text{t}$ ;

$q_c$ ——相对二氧化碳( $\text{CO}_2$ )涌出量,  $\text{m}^3/\text{t}$ ;

$T_d$ ——瓦斯( $\text{CO}_2$ )涌出量相应区域的平均日产煤量,  $\text{t}/\text{d}$ 。

#### 5. 编写矿井瓦斯等级和二氧化碳涌出量的鉴定报告

报告内容主要包括:

(1) 矿井概况(包括鉴定月采、掘工作面布局情况、生产情况、一年来的瓦斯涌出情况以及瓦斯管理情况)。

(2) 瓦斯鉴定时间及鉴定结果。

(3) 鉴定前的准备工作。

(4) 测定内容、方法和测点布置。

(5) 确定矿井瓦斯等级。

(6) 确定有无高瓦斯区。

(7) 矿井瓦斯来源分析(将全矿的瓦斯来源分为采煤区、掘进区、已采区三部分)。

(8) 瓦斯变化情况(包括全矿井的瓦斯涌出量和上年度相比的变化情况,主要生产区的瓦斯涌出量和上年度相比变化情况,回采区、掘进区、已采区的涌出情况和上年度相比变化情况),并分别分析其变化原因。

(9) 存在问题及今后意见(包括本次瓦斯鉴定工作存在什么问题,一年来矿井瓦斯管理存在什么问题,对瓦斯管理重点区域的划分意见)。

(10) 图纸(一律采用比例尺为 1:2 000 或 1:5 000 的通风系统图,并标明鉴定月采煤面、掘进面名称,位置及瓦斯鉴定测点布置情况;设置瓦斯鉴定有关参数,各参数均为矿井瓦斯等级定级旬数值,其中风量、风速、温度填定级旬三班平均值。图纸要有图名框及编制人、审核人、矿总工程师的签字)。

(11) 瓦斯鉴定表格见表 2-4~表 2-5(所有表格应用计算机处理,表格严格按附表要求进行填报),并在鉴定报告上登记煤层自然倾向性、煤尘爆炸指数等。

表 2-4 瓦斯、二氧化碳测定基础表

局 矿		煤层		水平		采区		井		年 月 日							
气体名称	旬 别	日 期	第一班		第二班		第三班		三班平均 涌出量/ ( $\text{m}^3/\text{min}$ )	抽 放 瓦斯量/ ( $\text{m}^3/\text{min}$ )	瓦斯涌 出总量/ ( $\text{m}^3/\text{min}$ )	月工作 天数 /d	月产 煤量 /t	备注			
			风量/ ( $\text{m}^3/\text{min}$ )	浓度/ %	涌出量/ ( $\text{m}^3/\text{min}$ )	风量/ ( $\text{m}^3/\text{min}$ )	浓度/ %	涌出量/ ( $\text{m}^3/\text{min}$ )									
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	
甲 烷	上																
	中																
	下																
二 氧 化 碳	上																
	中																
	下																

表 2-5 矿井瓦斯等级鉴定和二氧化碳测定结果报告表

局		矿		井		年		月		日			
气体名称	鉴定区域名称	三旬中最大一天的涌出量/( $\text{m}^3/\text{min}$ )		日涌出量/( $\text{m}^3/\text{d}$ )	月实际工作天数/d	月产煤量/t	月平均日产量/( $\text{t/d}$ )	相对涌出量/( $\text{m}^3/\text{t}$ )	矿井瓦斯等级	上年度瓦斯等级	上年度最大相对涌出量/( $\text{m}^3/\text{t}$ )	煤层最短自然发火期/月	煤尘爆炸性结论/%
		风流	抽放										
瓦斯													
二氧化碳													

矿长:

通风区长:

制表人:



例 2-2 某矿 7 月份进行瓦斯等级鉴定,该月产量为 18 万 t,工作日数为 30 d,测得风量和瓦斯浓度见表 2-6,试确定该矿井的瓦斯等级?

表 2-6 瓦斯等级鉴定记录表

项 目 \ 班 次	上旬(5 日)			中旬(15 日)			下旬(25 日)		
	1	2	3	1	2	3	1	2	3
风量/(m <sup>3</sup> /min)	800	830	840	820	840	820	800	830	810
瓦斯浓度/%	0.72	0.73	0.70	0.73	0.74	0.72	0.70	0.70	0.68

解:首先根据  $Q_g = Q \times \varphi(\text{CH}_4)$ , 求鉴定日的三班平均绝对瓦斯涌出量:

$$\text{上旬(5 日)} \quad Q_g = \frac{(800 \times 0.72 + 830 \times 0.73 + 840 \times 0.74)}{3} \times 0.01 = 5.9 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$\text{中旬(5 日)} \quad Q_g = \frac{(820 \times 0.73 + 840 \times 0.74 + 820 \times 0.72)}{3} \times 0.01 = 6.04 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$\text{下旬(5 日)} \quad Q_g = \frac{(800 \times 0.70 + 830 \times 0.70 + 840 \times 0.68)}{3} \times 0.01 = 5.61 \text{ m}^3/\text{min}$$

然后,取三天中最大的绝对瓦斯涌出量计算相对瓦斯涌出量:

$$q_g = \frac{1\,440 \times Q_g}{T_d} = \frac{1\,440 \times 6.04}{6\,000} = 1.45 \text{ m}^3/\text{t}$$

将计算结果填入矿井瓦斯等级报告中,见表 2-7。

表 2-7 矿井瓦斯等级鉴定报告表

鉴定区 域名称	三旬中最大一天的 瓦斯涌出量/(m <sup>3</sup> /min)			月实际 工作日 /d	月产量 /万 t	月平均 日产量 /(t/d)	绝对瓦斯 涌出量 /(m <sup>3</sup> /d)	相对瓦斯 涌出量 /(m <sup>3</sup> /t)	矿井瓦 斯等级	上年度 瓦斯 等级	备注
	风流	抽放	总量								
某矿	6.04	0	6.04	30	18	6 000	8 697.6	1.45	低	低	

### 第三节 瓦斯涌出量的预测

瓦斯涌出量的预测是指根据某些已知相关数据,按照一定的方法和规律,预先估算出矿井或局部区域瓦斯涌出量的工作,是矿井通风设计、瓦斯抽放设计和瓦斯管理必不可少的基础工作。新建矿井、生产矿井的新水平或新采区,需要预测瓦斯涌出量,作为设计的依据。

决定矿井风量的主要因素往往是瓦斯涌出量,所以预测结果的正确与否,能够影响矿井开采的经济技术指标,甚至能否正常进行生产。高瓦斯矿井,如果预测的涌出量偏低,投产不久就需要进行通风改造,或者被迫降低产量。而预测值偏高,势必增大投资和通风设备的运行费用,造成不必要的浪费。

现有的矿井瓦斯涌出量预测方法可概括为两大类:一类是矿山统计预测法;另一类是根据煤层瓦斯含量进行预测的分源预测法。对于生产矿井的新水平、新采区,由于已具备较完整的瓦斯涌出量实测资料,一般采用矿山统计法预测瓦斯涌出量。对于新矿井,在设计前,根据地质勘探部门提供各煤层的瓦斯含量资料,一般都采用分源法预测矿井瓦斯涌出量,限于篇幅,这里重点介绍矿山统计法,分源法只做简单介绍。

## 一、矿山统计法

矿山统计预测法的实质是:根据生产矿井积累的实测瓦斯资料,经过统计分析,得出矿井瓦斯涌出量随开采深度变化的规律,以此来推算新水平、新区或邻近新矿井的瓦斯涌出量。

### 1. 使用该方法应具备的条件

(1) 预测瓦斯涌出量的新水平、新区或邻近新矿井的矿山技术条件和地质条件,如煤层赋存条件、煤质、煤层开采顺序、采煤方法、顶板管理、煤系地层岩性、地质构造等,预测区域应与已生产区域相似。

(2) 预测瓦斯涌出量的外推范围,一般沿垂深不超过 100 m~200 m,沿煤层倾斜方向不超过 600 m,沿走向方向应是中间无大的地质构造的相邻区。

(3) 在瓦斯带内,最少应具有两个已采水平的瓦斯资料;或在瓦斯带内有一个已采水平的瓦斯资料,但已知瓦斯风化带的深度,在该深度处的相对瓦斯涌出量取  $2 \text{ m}^3/\text{t}$ 。

(4) 由于它是以相对瓦斯涌出量作为依据的,所以在统计预测中必须采用产量较稳定时的矿井瓦斯涌出量测定资料。

### 2. 矿山统计预测法的工作步骤及计算方法

#### 1) 已采区域瓦斯测定资料的统计分析

根据矿井通风瓦斯报表、瓦斯等级鉴定和其他瓦斯涌出量测定资料,一般按月计算矿井平均相对瓦斯涌出量  $q_c$ ,计算公式为

$$q_c = \frac{1440 \sum_{i=1}^n Q_i \varphi_i}{A \cdot n} \quad (2-9)$$

式中  $q_c$ ——矿井月平均相对瓦斯涌出量,  $\text{m}^3/\text{t}$ ;

$Q_i$ ——该月内每次测得的回风量,  $\text{m}^3/\text{min}$ ;

$\varphi_i (\text{CH}_4)$ ——风流中瓦斯浓度, %;

$n$ ——该月内测定的次数;

$A$ ——该月内的平均日产煤量, t。

如果该月只在一个水平内开采,则  $q_c$  就是该开采深度( $H$ )处的相对瓦斯涌出量。如果是多水平开采,则必须求出该月的加权平均开采深度( $H_c$ ),则  $q_c$  就是该加权平均深度( $H_c$ )处的相对瓦斯涌出量。

#### 2) 加权平均开采深度 $H_c$ 的计算

$$H_c = \frac{n \sum_{i=1}^n H_i A_i}{n \sum_{i=1}^n A_i} \quad (2-10)$$

式中  $H_c$ ——开采深度, m;

$H_i, A_i$ ——该月第  $i$  个采区的开采深度与产量;

$n$ ——该月开采的采区数。

#### 3) 推算深部水平的瓦斯涌出量

在现代开采深度范围的瓦斯带内,如果地质、采矿条件变化不大,相对瓦斯涌出量与深度的关系大多近似为直线(在瓦斯风化带内,变化缓慢且无规律)。因此,这一方法的两个重要

参数是瓦斯风化带下界深度和相对瓦斯涌出量与深度的比值(预测直线的斜率)。深度与相对瓦斯涌出量的比值,称为瓦斯涌出量梯度( $a$ ),数值上为预测直线斜率的倒数,其单位为  $\text{m}/(\text{m}^3/\text{t})$ 。

$a$  的物理意义是:相对瓦斯涌出量每增加  $1 \text{ m}^3/\text{t}$  时,开采深度增加的平均值。可按下式计算求得:

$$a = \left( \frac{H_2 - H_1}{q_2 - q_1} \right)^n \quad \text{或} \quad a = \left( \frac{H_1 - H_0}{q_1 - q_0} \right)^n \quad (2-11)$$

式中  $q_1, q_2$ ——采深  $H_1, H_2$  处的相对瓦斯涌出量,  $\text{m}^3/\text{t}$ ;

$H_1, H_2$ ——采深,  $\text{m}$ ;

$H_0$ ——瓦斯风化带深度,  $\text{m}$ ;

$q_0$ ——瓦斯风化带的瓦斯涌出量(通常取  $q_0 = 2 \text{ m}^3/\text{t}$ ),  $\text{m}^3/\text{t}$ ;

$n$ ——指数,在目前开采深度下,当外推深度较小时,一般取  $n = 1$ 。

已知瓦斯涌出量梯度和瓦斯风化带下界深度时,就可按下式预测某采深的相对瓦斯涌出量。即

$$q_c = q_0 + \frac{H - H_0}{a} \quad (2-12)$$

式中  $q_c$ ——预测采深  $H$  处的相对瓦斯涌出量,  $\text{m}^3/\text{t}$ ;

$H_0$ ——瓦斯风化带下界深度,  $\text{m}$ ;

$q_0$ ——瓦斯风化带下界的相对瓦斯涌出量(通常取  $q_0 = 2 \text{ m}^3/\text{t}$ ),  $\text{m}^3/\text{t}$ ;

$a$ ——瓦斯涌出量梯度,  $\text{m}/(\text{m}^3/\text{t})$ 。

**例 2-3** 某矿井根据已经开采和现有生产水平的资料分析,找到开采深度与相对瓦斯涌出量的关系见表 2-8。试求该矿井的瓦斯涌出量梯度,并预测开采深度延至 500 m 时的矿井相对瓦斯涌出量?

表 2-8 开采深度与相对瓦斯涌出量的关系

开采深度/ $\text{m}$	200	320	370	410
瓦斯涌出量/ $(\text{m}^3/\text{t})$	12.6	25.7	28.8	33.0

**解:**利用公式计算瓦斯涌出量梯度:

$$a = \left( \frac{H_2 - H_1}{q_2 - q_1} \right)^n = \frac{410 - 320}{33.0 - 25.7} = 12.3 \text{ m}/(\text{m}^3/\text{t})$$

500 m 处的相对瓦斯涌出量为

$$q_{500} = q_{410} + \frac{H_{500} - H_{410}}{a} = 33.0 + \frac{500 - 410}{12.3} = 40.3 \text{ m}^3/\text{t}$$

故开采深度延至 500 m 时的矿井相对瓦斯涌出量约为  $40.3 \text{ m}^3/\text{t}$ 。

### 3. 统计法预测瓦斯涌出量时必须注意的问题

(1) 随着开采深度的延深,矿井瓦斯涌出量梯度值不是一个固定值。因此,矿山统计法只适用于瓦斯带以下已回采了 1~2 个水平的矿井,而且预测的直接外推范围,目前大致认为在垂深 200 m 或斜长 600 m 范围内。煤层倾角和瓦斯涌出量梯度值越小,外推深度也应越小,否则误差可能很大。

(2) 积累的瓦斯涌出量资料至少要有一年以上,而且积累的资料愈多、精度愈高,已采

水平(或区域)的瓦斯地质情况和开采技术条件与新设计水平(或区域)愈相似,预测的可靠性也愈高。否则,应根据有关资料进行相应的修正,或按相似程度进行分区预测。

(3) 用矿山统计法预测矿井瓦斯涌出量时,由于应用的基础资料是回采期间的平均相对瓦斯涌出量,所以采用此预测值来设计矿井所需风量时,应考虑瓦斯涌出不均系数。矿井瓦斯涌出不均系数可在统计矿井瓦斯涌出量的同时计算确定。

## 二、分源法

分源法预测矿井瓦斯涌出量亦称瓦斯含量法预测矿井瓦斯涌出量。该预测法的实质是按照矿井生产过程中瓦斯涌出源的多少、各个瓦斯源涌出瓦斯量的大小,来预计该矿井各个时期(如投产期、达标期、萎缩期等)的瓦斯涌出量。因此,能为矿井通风设计提供更合理的矿井瓦斯涌出量基础资料,并为高、低瓦斯煤层如何合理配采,减少矿井瓦斯涌出不均衡提供科学依据。

各个瓦斯源涌出瓦斯量的大小是以煤层瓦斯含量、瓦斯涌出规律及煤层开采技术条件为基础进行计算确定的。根据煤炭科学研究总院抚顺分院的研究,矿井瓦斯涌出的汇、源关系如图 2-3 所示。

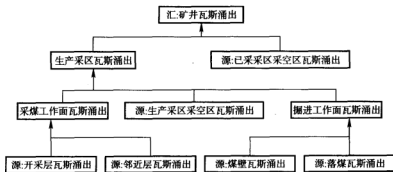


图 2-3 矿井瓦斯涌出汇、源关系

矿井瓦斯源可归纳为六种,即开采层瓦斯涌出、邻近层瓦斯涌出、生产采区采空区瓦斯涌出、已采采空区瓦斯涌出、掘进工作面煤壁瓦斯涌出和掘进工作面落煤瓦斯涌出,并给出了上述六种瓦斯源的瓦斯涌出量计算方法。

应用分源法预测矿井瓦斯涌出量时,需要准备以下原始资料:

- (1) 各煤层的瓦斯风化带深度、不同深度处的煤层瓦斯含量测定资料或瓦斯含量等值线图。
- (2) 地层剖面图和柱状图。图上应标明各煤层(包括不可采层)的厚度、层间距离和岩性。
- (3) 各煤层的煤质牌号和煤的工业分析指标(灰分、水分、挥发分和密度)。
- (4) 矿井开拓和开采系统初步设计图。图中应有采区布置、煤层开采顺序、采煤方法、通风方式等。

## 三、瓦斯涌出量等值线图预测瓦斯涌出量

瓦斯涌出量等值线图是根据各个已采区的瓦斯涌出量统计资料,以及深部水平各个采区、工作面的瓦斯涌出量预测结果编制而成的。即把统计值及预测值标在采掘工程平面图

上,随后把各涌出量相同的点连接起来,经过一定的技术处理,就形成了瓦斯涌出量等值线图。在瓦斯涌出量等值线图,可以较直观地看出煤层走向及倾向上瓦斯涌出量的变化情况,对矿井安全生产、瓦斯管理有指导意义。预测瓦斯涌出量的等值线,其外推范围应根据各种预测方法的精度来确定。

编制等值线图时,先根据采掘工程平面图上所标出的瓦斯涌出量点,将具有相同值的点(一般都取整数)用一条连续曲线光滑连接,即可得出等值线图。当瓦斯涌出量与深度之间存在良好的函数关系时,可利用这一函数表达式确定某一整数涌出量值,如 $5 \text{ m}^3/\text{t}$ 、 $10 \text{ m}^3/\text{t}$ 、 $\dots$ 、 $50 \text{ m}^3/\text{t}$ 等所处的深度位置。当瓦斯涌出量与深度之间不存在函数关系时,可用内插与外推相结合的方法,确定某一需要点的深度位置,然后将相同量的整数点用一条连续曲线光滑连接,便得到瓦斯涌出量等值线图。

在进行等值线图的编绘时,遇到了断层、陷落柱,等值线可以不连续。在编绘等值线图时,下列特点在图中应予以反映:当外推瓦斯涌出量时,在一定深度范围内,瓦斯涌出量与深度之间可认为呈线性关系;煤层产状平稳时,瓦斯涌出量等值线图大致与煤层底板等高线或基岩深度等厚线平行;封闭性断层处,瓦斯涌出量有增大趋势,开放性断层处则相反;地质构造复杂地带,煤层瓦斯可能局部积聚,形成瓦斯富集区。

图2-4所示为包头五当沟矿 $G_2$ 煤层开采时瓦斯涌出量等值线图,用该等值线图对深部瓦斯涌出量进行了预测。五当沟矿 $G_2$ 煤层产状平稳,不可采邻近层很多,因此工作面瓦斯涌出量(含邻近层瓦斯涌出量)很大,瓦斯涌出量随深度变化呈线性关系,因此全矿井范围内, $G_2$ 煤层的瓦斯涌出量等值线图亦较规整。

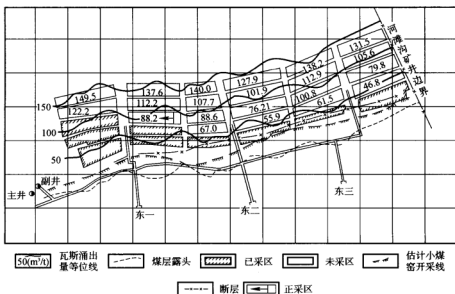


图2-4 包头五当沟矿 $G_2$ 煤层开采期间瓦斯涌出量等值线预测图

随着计算机在煤矿生产中的应用及普及,用计算机绘制瓦斯涌出量等值线图已经成为

现实,如煤炭科学研究总院抚顺分院就研制开发了瓦斯涌出量等值线图计算机自动编绘方法及其编图软件系统,提高了工作效率和绘图精度,使图形更加合理、美观。

## 思考题与习题

2-1 矿井瓦斯涌出形式有哪几种?

2-2 影响采落煤炭放散瓦斯的因素有哪些?

2-3 矿井瓦斯涌出量的影响因素有哪些?

2-4 什么是绝对瓦斯涌出量?什么是相对瓦斯涌出量?

2-5 什么是瓦斯涌出不均系数?

2-6 《煤矿安全规程》是如何进行矿井瓦斯等级划分的?如何进行矿井瓦斯等级鉴定?

2-7 矿山统计法预测矿井瓦斯涌出量的实质是什么?

2-8 某矿井的月产量为 9 000 t,月工作日为 30 d,测得该矿井的总回风量为  $480 \text{ m}^3/\text{min}$ ,总回风道瓦斯浓度为 0.32%。试求该矿井的绝对瓦斯涌出量和相对瓦斯涌出量?(答案: $1.54 \text{ m}^3/\text{min}$ ;  $7.39 \text{ m}^3/\text{t}$ )

2-9 某矿井已知开采深度与相对瓦斯涌出量的关系见表 2-9。试预测开采深度到 600 m 水平时的相对瓦斯涌出量。(答案: $13.8 \text{ m}^3/\text{t}$ )

表 2-9 开采深度与相对瓦斯涌出量的关系

开采深度/m	100	200	300	400
瓦斯涌出量/( $\text{m}^3/\text{t}$ )	1.3	3.75	6.35	8.8

2-10 某矿于 7 月份进行矿井瓦斯等级鉴定,在总回风道中测得风量和瓦斯浓度见表 2-10,该月的月产量为 21 万 t,月工作日数为 31 d,该月抽出的瓦斯量为  $20.2 \text{ m}^3/\text{min}$ ,试确定该矿井的瓦斯等级?(答案:高瓦斯矿井)

表 2-10 矿井瓦斯等级鉴定记录表

测定日期	早 班		中 班		晚 班	
	回风量 /( $\text{m}^3/\text{min}$ )	瓦斯浓度 /%	回风量 /( $\text{m}^3/\text{min}$ )	瓦斯浓度 /%	回风量 /( $\text{m}^3/\text{min}$ )	瓦斯浓度 /%
7 月 5 日	5 000	0.62	5 150	0.60	5 050	0.57
7 月 15 日	5 100	0.60	5 200	0.64	5 000	0.65
7 月 25 日	5 150	0.58	5 100	0.61	5 120	0.63

## 第三章 矿井瓦斯爆炸及其预防

瓦斯爆炸是煤矿生产中最为严重的灾害之一。据统计,仅2005年全国煤矿已发生瓦斯事故414起,死亡2171人,瓦斯事故死亡人数占总死亡人数的36.6%。因此,掌握瓦斯爆炸的原因、规律及其预防措施,对确保煤矿安全生产极为重要。

### 第一节 瓦斯爆炸的过程及危害

#### 一、瓦斯爆炸的原理和过程

##### 1. 瓦斯爆炸的原理

瓦斯爆炸是一定浓度的甲烷和空气中的氧气在高温热源的作用下发生的一种迅猛而激烈的氧化反应。最终的化学反应式为



如果煤矿井下 $\text{O}_2$ 不足,最终的化学反应式为



矿井瓦斯爆炸是一种热—链反应过程(也称链锁反应)。当甲烷和氧气组成的爆炸性混合物吸收一定能量后,反应分子的链即行断裂,离解成2个或2个以上的游离基(也称自由基)。这类游离基具有很大的化学活性,成为反应连续进行的活化中心。在适合条件下,每一个游离基又可以进一步分解,再产生2个或2个以上的游离基。这样不断循环,游离基越来越多,化学反应速度也越来越快,最后就可以发展为燃烧或爆炸式的氧化反应。

##### 2. 瓦斯爆炸的过程

甲烷和氧气组成的爆炸性混合气体与高温火源同时存在时,就将发生瓦斯的初燃(初爆),初燃产生以一定速度移动的焰面,焰面后的爆炸产物具有很高的温度,由于热量集中,使爆源气体产生高温和高压并急剧膨胀而形成冲击波。如果巷道顶板附近或冒落孔洞内积存着瓦斯,或者巷道中有沉落的煤尘,在冲击波的作用下,它们就能均匀分布,形成新的爆炸混合物,使爆炸过程得以继续下去。

甲烷和空气混合物被火源点燃后,由于热传导作用,使前焰面沿其法线方向在新鲜混合物中移动,即以点火火源为中心,呈同心球面向外扩展。根据瓦斯和氧气混合气体燃烧或爆炸时的火焰传播速度及冲击波压力的大小,可把瓦斯的燃烧爆炸分为以下三种类型:

(1) 速燃:火焰传播速度在10 m/s以内,冲击波压力在15 kPa以内。它可以使人烧伤,引起火灾。

(2) 爆燃:火焰的传播速度在音速以内,冲击波的压力高于15 kPa。它对人和设施具有较强的杀伤能力和摧毁作用。

(3) 爆炸(也叫爆轰):火焰的传播速度超过音速,达到每秒数千米,冲击波的压力可达数兆帕。它对人和设施具有强烈的杀伤力和摧毁作用。爆炸波具有直线传播的性质,巷道拐弯、正面阻挡物等都可减弱其冲击力,所以被正面阻挡物挡住的物体可在一定程度上免遭破坏。这对防爆建筑物(如井下爆炸材料库)的设计和灾变时期人员避难是有意义的。

## 二、瓦斯爆炸的效应及主要危害

瓦斯爆炸时,会产生三种危害:爆炸冲击波、火焰锋面、矿井空气成分变化。而造成人员伤亡、巷道和设备被毁坏等恶果。现分述如下:

### 1. 爆炸冲击波

瓦斯爆炸后的高温高压气体,以极大的速度(每秒几百米甚至上千米)向外传播,形成冲击波。爆炸冲击波具有很大的破坏作用:

(1) 冲击波有很大的传播范围,一般为几千米,有时会波及地面。瓦斯爆炸产生冲击有两种:一种是进程冲击,这是由于爆炸后产生的高温气体以很大的压力自爆源向外扩张而形成,进程冲击往往将积聚瓦斯冲出,使煤尘飞扬,给二次爆炸创造条件;另一种是回程冲击,这是爆炸时产生的大量水蒸气,由于温度降低而凝结,使爆源地区气压降低而引起的同爆炸方向相反的冲击,一般回程冲击较进程冲击的力量小,但因回程冲击是沿着刚刚受到破坏的巷道反冲击过来,所以破坏作用更大,回程冲击往往将未爆炸的瓦斯带回爆源地,遇火形成二次爆炸。在瓦斯涌出量大的矿井,如果瓦斯浓度在火源熄灭前又达到爆炸浓度,还会引起爆炸,如此循环出现,形成连续爆炸。如2004年11月28日陕西铜川某矿发生特大瓦斯爆炸事故,事故造成166人死亡,45人受伤,事故的直接原因是放炮产生明火引爆积聚瓦斯。这起事故发生后,井下瓦斯和有害气体严重超标,在救援工作进行中,井下灾区又接连发生了4次爆炸。

(2) 人体的创伤,多数情况这些创伤具有综合(创伤和烧伤综合)、多样的特征。

(3) 移动和破坏电气设备、机械设备,可能在冲击波通过的巷道中发生二次性着火。

(4) 破坏支架,引起巷道顶板岩石冒落,垮塌的岩石及支架堆积物可能导致通风系统的破坏,并使救灾措施大为复杂化。

### 2. 火焰锋面

火焰锋面是沿巷道运动的化学反应带和烧热的气体。当火焰锋面通过时,人员会被烧伤,电气设备会被烧坏,电缆尤甚,还会引起火灾。

### 3. 矿井空气成分改变

瓦斯爆炸可使矿井空气成分发生下列变化:

(1) 氧浓度降低。瓦斯的燃烧爆炸会消耗空气中的大量氧气,引起氧气浓度的下降,造成现场人员因缺氧而窒息。

(2) 释放对人身健康有害的气体。瓦斯爆炸会产生大量的二氧化碳、一氧化碳。高浓度的二氧化碳会引起现场人员因缺氧而窒息死亡;一氧化碳具有很强的毒性,实际上在爆炸事故中一氧化碳是引起大量人员伤亡的主要原因。

另外,高浓度的水蒸气也是危险的,因为它有高的热容量而带有大量的热,并且水蒸气在呼吸器官的黏膜上凝结时会释放气化潜热( $2.3 \times 10^6 \text{ J/kg}$ )。因此,吸入灼热的水蒸气会造成人体内部器官的深度烫伤。



(3) 形成爆炸性气体。一氧化碳和氢均是不完全燃烧的产物,因此瓦斯浓度达到爆炸上限的爆炸时,释放的一氧化碳和氢数量最多,它们和甲烷混合后可使火焰锋面传播范围中 6.3 倍容积的空气达到爆炸下限浓度。因此,混合物具有更强的爆炸性。

## 第二节 瓦斯爆炸条件及其影响因素

### 一、瓦斯爆炸的条件

瓦斯爆炸必须同时具备三个条件:即一定浓度的甲烷(5%~16%)、一定温度的引燃火源(650℃~750℃)及足够的氧含量(不低于12%),三者缺一不可。

### 二、影响瓦斯爆炸发生的因素

#### 1. 瓦斯浓度

能使火焰锋面传播到爆炸性混合气体占据的全部容积的瓦斯的最低浓度,称为爆炸下限;能使火焰锋面传播到爆炸性混合气体占据的全部容积的瓦斯的最高浓度,称为爆炸上限。能最易(在最小着火能量下)激发着火(爆炸),并且爆炸中能释放出最大能量的浓度,称为最佳爆炸浓度。即在最佳爆炸浓度下有最大的动力效应——最大的火焰锋面速度、最强的冲击波、最高的火焰锋面温度和最高的冲击波峰值压力。

瓦斯浓度只有在爆炸界限范围内才可能发生爆炸,瓦斯浓度低于爆炸下限时,遇高温火源不会爆炸,只能在火焰外围形成稳定的燃烧层,此燃烧层呈浅蓝或淡青色。浓度高于爆炸上限的瓦斯和空气混合物不会爆炸,也不燃烧,如有新鲜空气供给时,会在其接触面上进行燃烧。瓦斯浓度过高,相对来说氧的浓度就不够,不但不能生成足够的活化中心,氧化反应所产生的热量也易被吸收,不能形成爆炸。

根据甲烷燃烧或爆炸的化学反应式可知,一个体积的甲烷,需要两个体积的氧气才能发生完全反应。新鲜空气中一个体积的氧,必有  $79.04 \div 20.96 = 3.77$  个体积的氮、二氧化碳及其他惰性气体同时存在。因此,要使一个体积的甲烷全部参加反应就需  $2 \times (1 + 3.77) = 9.54$  个体积的新鲜空气。此时混合气体中的甲烷浓度应为  $1 \div (1 + 9.54) \times 100\% = 9.488\% \approx 9.5\%$ 。在矿井空气中,氧的浓度较地面新鲜空气低,但《煤矿安全规程》规定不得低于20%。如以20%计算,则在井下反应完全的甲烷最佳爆炸浓度应为  $(1/11) \times 100\% \approx 9.1\%$ ,即当矿井空气中的甲烷浓度为9.1%时,甲烷爆炸反应最完全,产生的动力效应最强。

瓦斯的爆炸界限不仅仅决定于甲烷的浓度,它受许多因素的影响,其中主要有:

(1) 其他可燃气体的存在:当甲烷、空气混合气体中存在有其他可燃气体时,多种可燃气体混合物的爆炸界限由下式求得

$$N = \frac{1}{\frac{\varphi_1}{N_1} + \frac{\varphi_2}{N_2} + \dots + \frac{\varphi_n}{N_n}} \times 100\% \quad (3-3)$$

式中  $\varphi_1, \varphi_2, \dots, \varphi_n$ ——分别为混合气体中各可燃气体组分占可燃气体总和的体积百分比(且  $\varphi_1 + \varphi_2 + \dots + \varphi_n = 100\%$ ), %;

$N_1, N_2, \dots, N_n$ ——分别为混合气体中各可燃气体组分的爆炸上限或下限, %;

$N$ ——多种可燃气体同时存在时的混合气体的爆炸上限或下限, %。

煤矿井下常见可燃气体的爆炸上限和下限见表 3-1。

**例 3-1** 某矿密闭火区内可燃气体组分与浓度分别为： $\varphi(\text{CH}_4)$ , 4.5%； $\varphi(\text{CO})$ , 2.1%； $\varphi(\text{C}_2\text{H}_4)$ , 0.02%； $\varphi(\text{H}_2)$ , 0.04%。求该火区内可燃气体的爆炸界限。

表 3-1 矿井下常见可燃气体的爆炸界限

气体名称	化学符号	爆炸下限/%	爆炸上限/%
甲烷	$\text{CH}_4$	5.00	15.00
乙烷	$\text{C}_2\text{H}_6$	3.12	13.00
丙烷	$\text{C}_3\text{H}_8$	2.37	9.5
一氧化碳	$\text{CO}$	12.5	75
氢	$\text{H}_2$	4.10	74.2
硫化氢	$\text{H}_2\text{S}$	4.32	45.5
乙烯	$\text{C}_2\text{H}_4$	2.75	28.6

解：可燃气体的总浓度为

$$\varphi = 4.5\% + 2.1\% + 0.02\% + 0.04\% = 6.66\%$$

各可燃气体组分占可燃气体总和的体积百分比为

$$\varphi(\text{CH}_4) = (4.5/6.66) \times 100\% = 67.57\%$$

$$\varphi(\text{CO}) = (2.1/6.66) \times 100\% = 31.53\%$$

$$\varphi(\text{C}_2\text{H}_4) = (0.02/6.66) \times 100\% = 0.30\%$$

$$\varphi(\text{H}_2) = (0.04/6.66) \times 100\% = 0.60\%$$

该火区内可燃气体的爆炸界限为

$$\text{上限: } N_U = \frac{1}{\frac{67.57}{15} + \frac{31.53}{75} + \frac{0.30}{28.6} + \frac{0.60}{74.2}} \times 100\% = 20.2\%$$

$$\text{下限: } N_D = \frac{1}{\frac{67.57}{6} + \frac{31.53}{12.5} + \frac{0.30}{2.75} + \frac{0.60}{4.1}} \times 100\% = 6.1\%$$

(2) 煤尘的混入：浮游在空气中的具有爆炸性危险的煤尘，不仅能增加瓦斯爆炸的猛烈程度，还可降低甲烷的爆炸下限。这是因为在温度为 300℃~400℃ 时，煤尘会干馏出可燃气体。试验表明，当煤尘浓度达 68 g/m<sup>3</sup> 时，CH<sub>4</sub> 的爆炸下限降低到 2.5%。

(3) 混合气体的初温和初压：甲烷的爆炸界限随混合气体的初温和初压的增加而扩大。因此，当井下发生火灾时，高温会使原来不具备爆炸条件的瓦斯爆炸。

(4) 惰性气体的混入：惰性气体的混入起着阻碍爆炸的作用。例如，在甲烷、空气混合气体中加入氮或二氧化碳气体，可使爆炸下限提高、上限降低。氮气每增加 1%，爆炸下限提高 0.017%，上限下降 0.54%。二氧化碳每增加 1%，其爆炸下限提高 0.33%，上限下降 0.26%。如果氮气含量超过 81.69% 或二氧化碳含量超过 22.8%，则任何浓度的甲烷都不会爆炸。

## 2. 氧气浓度

甲烷爆炸是一种迅猛的氧化反应,没有足够的氧含量,甲烷是不会发生爆炸的。甲烷的爆炸界限随混合气体中氧气浓度的降低而缩小。当氧浓度降低时,甲烷的爆炸下限缓慢地增高,而爆炸上限则迅速下降。当氧气浓度降到 12% 时,含甲烷的混合气体便会失去爆炸性。

利用甲烷和氧气在混合气体中的浓度关系构建的爆炸三角形判别瓦斯混合气体爆炸危险性,在我国火灾气体爆炸性判别方面得到了广泛的应用。这种方法是以前瓦斯混合气体的可燃气体(甲烷)体积百分比浓度为横坐标,以空气或氧的体积百分比浓度为纵坐标,将甲烷的下限浓度  $B$ 、上限浓度  $C$  及临界浓度  $E$  在坐标图上表示,构成一个三角形,即瓦斯爆炸三角形也叫 Coward 爆炸三角形。瓦斯混合气体爆炸危险性判别图如图 3-1 所示。

根据混合气体组分点在图 3-1 中的位置,可判断其爆炸危险性。图中,1 区为爆炸危险区;2 区为空气不足区,混合气体组成的坐标点落入该区时,无爆炸危险,但如在混合气体中加入空气,则其坐标点将进入 1 区,仍有爆炸危险性;3 区为空气过量区,无爆炸危险,但如增加可燃气时,组分坐标点仍可进入 1 区,亦有爆炸危险;4 区为无爆炸危险区,即惰气过量区,表示混合气体中惰气与可燃气体的混合比已超过窒息比,不论混合气体被空气稀释或增加可燃气体量,都无爆炸危险性。

由于混合气体中的可燃气体不单单是甲烷,惰性气体也不仅是空气中的氮气,因此,利用图 3-1 判别爆炸危险性时,应根据混合气体的组分分析,具体判断。爆炸三角形对火区封闭或启封时,以及惰性气体灭火时判断有无瓦斯爆炸危险,有一定的参考意义,我国已利用其原理研制出煤矿气体可燃性测定仪。

氧气的浓度与引燃甲烷温度之间的关系如图 3-2 所示。氧气的浓度增加时,引燃温度急剧降低。

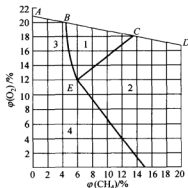


图 3-1 混合气体爆炸界限  
与氧气浓度的关系

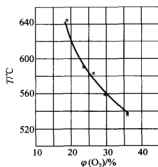


图 3-2 氧气的浓度与引燃  
甲烷温度之间的关系

## 3. 高温火源

一般把井下引起瓦斯爆炸的火源分成弱火源和强火源两类。弱火源不能形成冲击波,也不能使沉积煤尘转变为浮游状态;相反,强火源会产生冲击波,并把沉积煤尘转变为浮游状态。因此,强火源引起的爆炸往往既有瓦斯参加也有煤尘参加。

高温火源对发生爆炸所起的作用主要有两方面的特性,一方面是火源的温度;另一方面是火源作用的持续时间。

点燃甲烷所需的最低温度叫做引火温度,火源的温度达到引火温度才能点燃甲烷。引火温度与空气中的甲烷浓度、氧含量及混合气体的初压和火源的性质有关。

表 3-2 甲烷浓度与引火温度的关系

甲烷浓度/%	2	3.4	6.5	7.6	8.1	9.5	11	14.7
引火温度/℃	810	665	512	510	514	525	539	565

从表 3-2 可见,甲烷最容易点燃的浓度为 7%~8%。混合气体的压力对引火温度的关系为:在 101.3 kPa 时,引火温度为 700℃;在 2 836.4 kPa 时,其引火温度降低为 460℃。当混合气体在绝热条件下被压缩到原体积的 1/20 时,自身的压缩热便使其发生爆炸。煤矿井下的明火、煤炭自燃、电气火花、赤热的金属表面,甚至撞击或摩擦产生的火花,都可能引燃瓦斯。实验证明,电火花最易引爆甲烷的浓度为 8.3%~8.6%。

甲烷与高温热源接触时,并不立即燃烧或爆炸,而需经过一个很短的作用持续时间,这种现象叫做引火延迟性;这段作用持续时间称为感应时间或感应期。任何一个火源,只有当其作用延续时间超过感应期时才是危险的。火源温度、甲烷浓度与感应期的关系见表 3-3。

表 3-3 甲烷的引火感应期

瓦斯浓度 /%	火源温度/℃						
	775	825	875	925	975	1 075	1 175
	感应期/s						
6	1.08	0.58	0.35	0.20	0.12	0.039	—
7	1.15	0.60	0.36	0.21	0.13	0.041	0.010
8	1.25	0.62	0.37	0.22	0.14	0.042	0.012
9	1.30	0.65	0.39	0.23	0.14	0.044	0.015
10	1.40	0.68	0.41	0.24	0.15	0.049	0.018
12	1.64	0.74	0.44	0.25	0.16	0.055	0.020

当加入其他可燃性气体时,这种延迟性有可能减弱。如混合气体的可燃组分中含有 30% 的氢气,延迟现象便不存在了。

甲烷的引火延迟性,对煤矿的安全生产有着重要的意义。如在井下使用安全炸药进行爆破作业,虽然炸药爆炸产物的温度高达 2 000℃,但这一高温存在的时间极短,仅为几毫秒,小于甲烷的引火感应期,所以不会引起瓦斯爆炸。但必须注意,如果炸药质量不合格或炮泥充填不当,都有可能延长爆破火焰的存在时间,甚至出现高温的炸药或雷管的残渣微粒,当这类高温爆破火焰或微粒的存在时间超过感应期时,就会引起瓦斯的燃烧或爆炸。

另外,硝酸炸药爆炸后产生的二氧化氮,再加上爆破冲击波对气体的冲击压缩作用,都能使甲烷的引火感应期缩短,所以在井下爆破作业中,瓦斯的实际感应期将比表 3-3 中所列时间要短。因此,在爆破工作中,必须严格遵守《煤矿安全规程》中有关爆破作业的规定。

### 第三节 防止瓦斯爆炸及其事故扩大的措施

瓦斯爆炸必须同时具备三个条件:(1)瓦斯浓度在爆炸范围内;(2)高温热源存在的时间大于瓦斯的引火感应期;(3)瓦斯-空气混合气体中的氧气浓度大于12%。后一条件在生产井巷中是始终具备的,所以预防瓦斯爆炸的措施,就是防止瓦斯的积聚和杜绝或限制高温热源的出现。

#### 一、防止瓦斯积聚和超限的措施

瓦斯积聚是指井下局部空间的瓦斯浓度超过2%,其体积超过0.5 m<sup>3</sup>的现象。

##### 1. 防止掘进巷道瓦斯积聚的主要措施

采掘巷道瓦斯超限的原因主要是通风不良引起的,其次是发生瓦斯局部积聚和瓦斯突然异常涌出。

国外的统计资料表明,掘进巷道的瓦斯超限有35%发生在停电时;与停电无关的局部通风机停转占13%;风筒破坏占9%;瓦斯局部积聚占22%;其他占21%。由此可知,有57%的超限是由于停电、局部通风机故障和风筒破损引起的。因此,保持掘进巷道的有效通风对防止瓦斯超限有十分重要的意义。

在掘进巷道中最常遇到的瓦斯积聚形式有:巷道顶板附近和支架附近空洞中的积聚;回风巷矸石带附近积聚;在报废的风巷和采空区连接处积聚;钻孔中和打钻时的孔口附近积聚;掘进机组附近积聚;链板运输机下部的积聚。防止瓦斯积聚的方法有:

(1)掘进巷道应采用矿井全风压通风或局部通风机通风,不得采用扩散通风。采用矿井全风压通风或局部通风机通风是掘进巷道保证正常通风的基本条件。

(2)防止打钻时的瓦斯局部积聚。在向瓦斯煤层和岩层打勘探钻孔、抽放钻孔或其他钻孔时,特别是在地质破坏地区,容易在钻孔本身或孔口附近形成瓦斯积聚。防止和消除打钻时瓦斯层状和局部积聚的主要方法是:增加打钻巷道的供风量;巷道中安设风障、倾斜挡板、局部通风机、喷射器等,局部增加钻孔孔口附近的风速;当钻孔中瓦斯涌出量很大时,应在孔口安设专门的密封装置,并把瓦斯引入抽放管路中。

(3)防止掘进机组附近的瓦斯积聚。为了防止掘进机工作机构附近的瓦斯积聚,可采用2个风水式喷射器,其直径为0.2 m,长0.7 m,里面安设了展开角为40°的通用锥形喷嘴。喷射器安在掘进机工作机构的上方,以便风流沿工作机构吹到工作面,总风量应不小于16 m<sup>3</sup>/min。在上述的风量和煤层瓦斯含量为20 m<sup>3</sup>/t的条件下,即使掘进速度很高,在工作机构附近也不会形成瓦斯积聚。当瓦斯涌出量很高或遇到喷出或涌出时,为了防止机组附近瓦斯混合气体的引燃,应该用风水式喷射器建立水幕,为此喷嘴的水压应不小于1 MPa,每个喷嘴的水量不小于8 L/min。

(4)隔离式抽放。当掘进巷道局部地区的瓦斯涌出量很大,并且用以上的方法还不能消除瓦斯积聚时,可以进行隔离式瓦斯抽放。隔离式抽放是将巷道顶部和两帮的煤壁用木板将风流隔开,并将钢管插入隔离区进行抽放。

##### 2. 防止采煤工作面瓦斯积聚的主要措施

(1)改善通风方式增加工作面风量。通风是防止采煤工作面瓦斯达到危险浓度的最基本、最有效的措施。因此,所有的瓦斯矿井都要建立安全可靠的、独立的矿井通风系统,并实

行分区通风。采煤工作面和掘进工作面都应采用独立通风方式。

(2) 防止采煤机附近的瓦斯积聚。增加工作面风速或采煤机附近风速。工作面风速不能防止采煤机附近瓦斯积聚时,应采用小型局部通风机或风、水引射器加大机组附近的风速。

(3) 瓦斯抽放。瓦斯大量涌出是引起采掘巷道瓦斯超限和积聚的根本原因。由于瓦斯涌出量大,不但有引起瓦斯爆炸的潜在危险,也限制了生产能力充分发挥。由于风流速度的限制,当靠通风方法无法控制瓦斯时,可以依靠瓦斯抽放。同时,抽出的瓦斯还可利用,变害为利。

## 二、防止瓦斯引燃的措施

防止瓦斯引燃的措施主要有两方面:一是杜绝非生产性热源;二是减少和控制生产性热源。具体措施如下:

### 1. 严禁明火

- (1) 井口严格检查,禁止携带烟草和点火物品下井,井下禁止吸烟,禁止使用一切明火。
- (2) 井口房、通风机房附近 20 m 范围内禁止使用火炉取暖,井下严禁使用灯泡取暖。
- (3) 严禁在井下拆卸矿灯、发爆器。
- (4) 井下和井口房内不准进行电焊、气焊和使用喷灯等,如必须使用,应制定安全措施,并经过批准。

### 2. 严格井下放炮管理

根据资料统计,由于爆破残药燃烧引发的瓦斯爆炸及瓦斯燃烧事故所占的比重最大,因此,杜绝火源的一个重要环节即是必须严格井下放炮管理。

(1) 煤矿井下必须使用具有国家认证的煤矿许用炸药和煤矿许用电雷管。煤矿许用炸药和煤矿许用电雷管必须符合《煤矿安全规程》的有关规定。

(2) 井下爆破应使用防爆型发爆器,井下放炮、火药的运送、收发、存放必须由专职人员担任,并严格执行《煤矿安全规程》的有关规定。

(3) 装药前必须掏净炮眼煤粉,封满炮泥,不准用煤粉、炮纸等非炮泥封孔。

(4) 每个炮眼都应使用水炮泥,煤巷、半煤岩巷不使用水炮泥不准放炮。

(5) 严格执行装药前、放炮前、放炮后检查瓦斯的“一炮三检”制度。

(6) 严禁一次装药分次放炮及放糊炮、明火放炮。

(7) 不准放空炮和利用残眼装药放炮。

### 3. 严格机电防爆管理

(1) 瓦斯矿井中应选用本安型和矿用防爆型电气设备,下井前必须进行防爆性能检查,使用中应保持良好的防爆性能,不防爆的设备严禁下井使用。

(2) 井下电缆接头不准有“鸡爪子”、“羊尾巴”、明接头,特别要注意电钻电缆压线嘴处,使用 15d 内应切头重做,以防绝缘损坏。

(3) 井下不准带电检修或迁移电气设备。

(4) 坚持使用漏电继电器和煤电钻综合保护装置。

(5) 严格执行停送电管理制度,机电设备安装试送电前必须跟踪检查瓦斯。

(6) 瓦斯矿井要使用风电闭锁装置,保证只有在局部通风机送风后工作面才能送电。

#### 4. 严格防止产生撞击和摩擦火花

采煤机截齿割顶产生的摩擦火花、金属撞击、岩石摩擦和撞击产生的火花,在瓦斯燃烧、爆炸事故中也占有一定的比重。为此,防止机械摩擦火花和摩擦发热引燃瓦斯问题日益显得重要。随着机械化程度的提高,机械摩擦、冲击热源引起的燃烧危险性增加了,在机械摩擦火花引燃的瓦斯事故中,多数发生在采掘机械截齿切割顶底板岩石的时候。英国根据实验室的模拟试验研究,采取了下列措施:截齿要定期检查,使它保持完整和尖锐状态,在截齿的后部喷水或泡沫,为避免喷水孔直接摩擦顶底板而堵塞,开4个孔,孔口部位于环形沟槽内。前苏联各种型号的采煤机都安装2~3个喷嘴,在滚筒附近造成防护介质,为防止瓦斯引燃的耗水量为8 L/min~16 L/min。美国和英国近期研制了采煤机燃烧探测器和抑制系统,探测器为一紫外线传感器,当探测到火源存在,便会自动打开灭火装置,以抑制瓦斯燃烧。法国研制了类似原理的用于巷道掘进机的本安型识别系统和控制系统。

在落锤冲击引燃瓦斯试验中,证实不同材料引燃瓦斯的功能量不同:铝合金为34.3 J,碳钢为627.2 J,铍铜合金大于627.2 J。因而,前捷克斯洛伐克已研究了一种表面涂料新方法,把活性金属粉末混合物等离子喷涂在瓦斯矿的机电设备(如轻金属制的液压支架等)上,作为防护材料,不但增加了防腐性能,并且在瓦斯爆炸危险环境中更为安全。

#### 5. 严格火区管理

(1) 采煤工作面采完后以及不用的旧巷道都必须立即砌筑永久密闭,并固定人员定期检查,发现密闭压坏必须立即修理或重建。

(2) 每个火区都要建立火区管理卡片,绘制火区位置关系图,记载火区的发火原因、发火时间、发展过程、防火措施以及火灾处理经过等。

(3) 井下火区需要封闭时,首先应建临时性密闭墙,隔断风流,然后在临时密闭墙的外面建筑成永久性防火墙。

(4) 井下永久性防火墙要严格质量管理,防火墙附近要设置栅栏,揭示警标,禁止其他人员进入;对火区栅栏附近的瓦斯浓度和温度要指定人员每天检查1次,对防火墙内的气体成分和温度应每季度分析化验1次。

(5) 启封火区前,必须将火区封闭后处理的全过程和各种观测数据加以认真分析研究,确认火源已熄灭时,可提出启封意见,定出专门措施,经上级批准后方可组织启封工作。

(6) 启封火区范围较大,封闭时间长,区内可能积存大量瓦斯,或难以确定火区内火源是否熄灭时,应采用分段打开火区的方法。

(7) 启封火区过程中,如发现有一氧化碳或有复燃征兆时,必须停止向火区送风,并重新封闭火区。

### 三、防止瓦斯爆炸事故扩大的措施

#### 1. 通风及管理方面的措施

(1) 编制周密的预防和处理瓦斯爆炸事故计划,并加强对相关人员的贯彻。

(2) 实行分区通风。各水平、各采区都应布置单独的回风道,采掘工作面都应采用独立通风。这样,一条通风线路的破坏将不致影响其他区域。

(3) 通风系统力求简单。应保证当发生瓦斯爆炸时进风流与回风流不会发生短路。

(4) 装有主要通风机的出风井口,应安装防爆门或防爆井盖,防止爆炸波冲毁通风机,影响救灾与恢复通风工作。

## 2. 撒布岩粉

《煤矿安全规程》规定,在所有运输巷和回风巷中必须撒布岩粉。要求在巷道的所有表面,包括顶、帮、底以及背板后侧暴露处都要用岩粉覆盖。覆盖在沉积煤尘上的岩粉所起的作用是:当风流速度较低时,岩粉层的黏滞性起到阻碍沉积煤尘重新飞扬的作用;当发生瓦斯爆炸等异常情况时,巨大的空气振荡或风流把岩粉和沉积煤尘同时吹扬起来形成岩粉—煤尘混合粉尘云,当瓦斯爆炸火焰进入混合粉尘云区时,岩粉吸收爆炸火焰热量使爆炸系统冷却降温,同时岩粉粒子可把煤尘粒子隔开起到屏蔽热辐射、热传导等作用,可以有效地阻止瓦斯爆炸的发展传播,最终将其扑灭。所以,撒布岩粉法是防止瓦斯爆炸范围扩大,避免瓦斯爆炸发展的有效措施。

## 3. 架设被动式隔爆棚

被动式隔爆棚是被动式隔绝瓦斯煤尘爆炸传播的设施,它可分为岩粉棚、水槽棚和水袋棚。其作用原理是:当发生瓦斯爆炸时,在超前于爆炸火焰传播的冲击波超压作用下,隔爆棚上装有岩粉或水的容器被击碎,或被爆风掀翻,使消焰抑爆剂(岩粉或水)飞散开来,在巷道中形成一高浓度的岩粉云区或水雾区,当滞后于爆风传播的爆炸火焰到达这一区域时被消焰抑爆剂扑灭,阻止了爆炸继续向前传播,防止了瓦斯爆炸范围的扩大。

# 第四节 局部瓦斯的积聚和处理

根据煤矿瓦斯爆炸事故统计分析表明,其中约 3/4 的爆炸事故是在巷道有局部瓦斯积聚的情况下发生的。因此,处理局部瓦斯积聚是矿井通风瓦斯管理中的一项重要工作。

## 一、临时停风盲巷积聚瓦斯的排放方法

临时停风盲巷积聚瓦斯,应按《煤矿安全规程》有关规定进行排放处理。排除盲巷积聚瓦斯时,必须通过调节限制向该盲巷内送入的风量,以控制排出的瓦斯量,严禁“一风吹”。具体排放瓦斯的方法如下:

### 1. 盲巷外风筒接头断开调风法

采用局部通风机和柔性风筒送风的掘进工作面,排除盲巷积聚瓦斯时可用此法,因为柔性风筒移位、接头断开与接合均比较方便。

排瓦斯时,在盲巷口外全风压供风的新鲜风流中,把风筒接头断开,利用改变风筒接头对合面的间隙大小,调节送入盲巷的风量,以达到有节制地排放巷道积聚瓦斯之目的。其做法如图 3-3 所示。

采用该方法排瓦斯时,工作人员勿需进入盲巷,一般需 3~4 人,其中:1~2 人在断开的风筒接头处,改变风筒的对合面大小来调风;1 人在盲巷口外的新鲜风流中,通过长胶管用瓦斯检查仪不断地测定回风侧的瓦斯浓度,或悬挂瓦斯警报器显示瓦斯浓度,根据瓦斯浓度的大小,通知调风人员调节送入盲巷的风量,保证排出的瓦斯浓度不超限(低于 1.5%);另 1 人全面负责并协助工作。

排瓦斯时,起初送入盲巷的风量要小,大部分风量从风筒断开处涌入巷道内,之后根据排出瓦斯浓度的大小,逐渐加大送入盲巷的风量。在缓慢地排放瓦斯过程中,随着两个风筒接头由错开而逐渐对合,直至全部接合,送入盲巷的风量亦由小到大,直到局部通风机的最大风量。此时,如果排至盲巷口的瓦斯浓度不超限,且能较长时间稳定下来,即可结束排瓦



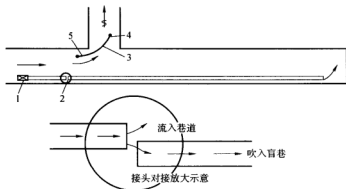


图 3-3 风筒接头断开调风法

1—局部通风机；2—风筒接头断开地点；3—测瓦斯浓度胶管；4—瓦斯检查点；5—瓦斯检查员位置

斯工作。经检查确认安全可靠时，即可送电恢复掘进。

## 2. 三通风筒调风法

该调风方法是在局部通风机出口与导风筒之间接一段三通风筒短节（或称风量调节器），此短节用胶布风筒缝制而成，如图 3-4 所示。

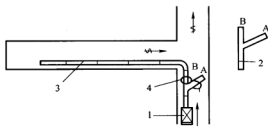


图 3-4 三通风筒调风法

1—局部通风机；2—三通风筒短节；3—导风筒；4—绳子

掘进巷道正常通风时，三通风筒的泄风口 A 用绳子捆死，此时局部通风机的全部风量能送至掘进巷道工作面，当排除巷道内积聚的瓦斯时，首先打开三通的泄风口 A，同时用绳子捆住导风筒，然后启动局部通风机，这时局部通风机的绝大部分风量经三通风筒的泄风口 A 排至巷道，少量风流进入盲巷。

由 1 人检查瓦斯浓度（或装瓦斯指示报警仪），1 人在三通风筒处调节风量，使盲巷排出的瓦斯浓度不超限，并逐渐加大盲巷内的供风量和减少泄漏至巷道的风量，直至盲巷积聚瓦斯排完，捆死泄风口 A，解开导风筒的捆绳，全部风量送至掘进工作面。经检查安全无误后，便可恢复掘进工作。

## 3. 稀释筒调风法

稀释筒是用钢板焊制的三通风筒，其上有两套阀门及控制把手，稀释筒的结构及其排瓦斯系统如图 3-5 所示。稀释筒安装在掘进巷道口外全风压通风巷道中，甲烷探头是用来测

定排出并经稀释的瓦斯浓度,根据该浓度的大小来控制 and 调节稀释筒阀门的开启度。

正常掘进通风时,稀释筒的泄流阀门是关闭的,轴向阀门全开启,局部通风机的风量( $Q$ )全部通过导风筒输送至工作面。排瓦斯时,首先打开泄流阀门,轴向阀门为关闭状态,再开动风机。在排放瓦斯过程中,要逐步关闭泄流阀和开启轴向阀门,以调节泄入巷道的风量和送入工作面风量的比例,进而控制排出的瓦斯浓度不超限,实现安全排放的目的。当排出的瓦斯浓度超限时,需加大漏泄风量  $Q'$  和减少进入工作面的风量( $Q - Q'$ );反之,则应减少送至工作面风量、增大漏泄风量。此工作均需人工及时调节 2 个阀门的开或闭的程度,直至排完瓦斯。

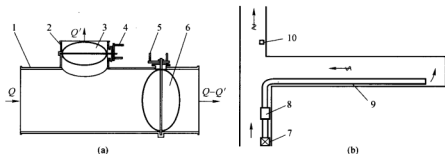


图 3-5 稀释筒结构与排瓦斯系统

(a) 稀释筒结构; (b) 排瓦斯布置系统

1—主风筒; 2—放空筒; 3—泄流阀门; 4, 5—控制把手; 6—轴向阀门;  
7—局部通风机; 8—稀释筒; 9—导风筒; 10—甲烷传感器

#### 4. 自控排瓦斯装置

掘进巷道自控排瓦斯装置,是煤炭科学研究总院抚顺分院“八五”期间研制的,该装置性能良好,控制准确,可以满足快速、安全排放巷道积聚瓦斯的要求。

自控排瓦斯装置主要由控制主机、稀释筒和液压泵站组成。控制主机采用 MCS-51 系列单片机作为中心控制处理器,用本安电源向甲烷传感器供电,以继电器接点输出信号控制磁力开关,具有 4 位数码显示窗口及声光报警功能;稀释筒是具有调节风门的一段铁风筒,其结构示意图如图 3-6 所示;液压泵站是向稀释筒调节风门提供动力的液压传动系统,由防爆电机、齿轮油泵、溢流阀、三位四通电磁阀、节流阀、单向阀、油缸、高压胶管等组成。

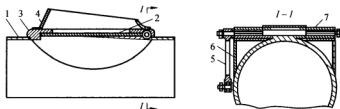


图 3-6 液压驱动调节风门的稀释筒结构

1—铁风筒; 2—调节风门; 3—门座; 4—导向盖; 5—曲拐; 6—封闭挡板; 7—转动轴

控制主机和液压泵站均安设在进风巷道内的局部通风机附近,稀释筒则安装在独头掘进巷道口内10 m~15 m处,其两端均用柔性导风筒相连,液压泵站与稀释筒的连接,用高压胶管。在稀释筒附近、掘进巷道口外下风侧10 m~15 m处、局部通风机附近,分别装设3台甲烷传感器( $T_1$ 、 $T_2$ 、 $T_3$ ),如图3-7所示。

3个甲烷传感器的作用为:控制主机附近的甲烷传感器 $T_3$ 用来检测局部通风机和主机处的瓦斯浓度,防止循环风而导致瓦斯超限;下风侧的甲烷传感器 $T_2$ 检测独头巷道排出的瓦斯浓度,主机据此控制稀释筒调节风门的开闭程度;稀释筒附近的甲烷传感器 $T_1$ ,用于检测盲巷积聚瓦斯排放过程中稀释和混合后的瓦斯浓度。根据《煤矿安全规程》的规定, $T_2$ 传感器控制限为1.5%, $T_3$ 传感器控制限为0.5%。

排瓦斯原理:上述系统中的甲烷传感器把检测到的瓦斯浓度信号传输给控制主机,主机经判断后,指令三位四通电磁阀左导通或右导通,油路导通后,使油缸活塞伸或缩,驱动稀释筒的调节风门转动,根据调节风门的开闭程度进行风量分配:一部分通过风筒送至掘进工作面排出高浓度瓦斯;另一部分由稀释筒的风门排至巷道,稀释排出的高浓度瓦斯,使之混合均匀且不超过限,达到自动安全地排放瓦斯的目的。

排瓦斯过程:起初,稀释的调节风门为开启位置,局部通风机的供风量全部通过稀释筒的调节风门泄流到巷道内,以稀释盲巷口处高浓度瓦斯;当 $T_2$ 检测的瓦斯浓度小于0.8%(设定值)、 $T_3$ 检测的瓦斯浓度小于0.5%时,系统进入排放瓦斯程序,主机控制电磁阀左导通,调节风门关闭一档,泄漏风量减小,进入巷道工作面的风量增大,同时排出的瓦斯量亦相应地增加;当 $T_2$ 瓦斯浓度在0.8%~1.5%之间时,稀释筒调节风门不动,稀释风量和进入工作面的风量保持不变;当 $T_2$ 处的瓦斯浓度大于1.5%时,声光报警,电磁阀右导通,稀释筒调节风门开启一档,增加稀释风量,减少工作面的进风量;如调节风门全部关闭,泄漏风量为零,即正常通风状态,将退出自动排放程序,进入检测程序;当 $T_2$ 和 $T_3$ 的瓦斯浓度又回到上述状况时,系统又自动进入自排程序。如此自动而又节制地排放瓦斯,直至 $T_2$ 处的瓦斯浓度较长时间地稳定在规定范围内,巷道积聚瓦斯即排完。

#### 5. 密闭巷道积聚瓦斯的排放方法

长期停掘的巷道,在巷道口已构筑了密闭墙,局部通风设施也已拆除,其内积存瓦斯甚多。在排除瓦斯之前,必须安装风机和风筒。根据巷道的长度准备足够的风筒,其中应有1~2节3 m~6 m长的短节。排除这类巷道中的积聚瓦斯,一般采用分段排放法:

(1) 检查密闭墙外瓦斯是否超限,若超限就启动风机吹散稀释;如不超限,就在密闭墙的上隅角开两个洞,随之开动风机吹风,起初风筒不要正对着密闭,要视吹出瓦斯浓度的高低进行风向控制,当不超限时,风筒才可偏向巷道口,并逐渐移向密闭上的孔洞,再慢慢扩大孔洞,直至风筒全部插入孔洞,排出的瓦斯被稀释均匀亦不超限,即可拆除密闭实施分段排瓦斯。

(2) 密闭拆除后,工作人员先进入巷道检查瓦斯,随之延长风筒和排放瓦斯。待巷道中

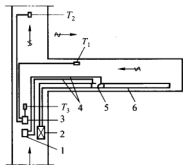


图3-7 自控排瓦斯装置与工作系统  
1—液压泵站;2—局部通风机;3—控制主机;  
4—高压胶管;5—稀释筒;6—导风筒;  
 $T_1$ 、 $T_2$ 、 $T_3$ —甲烷传感器;

风筒出口附近瓦斯浓度降至界限之下,可将风筒口缩小加大风流程,吹出前方的瓦斯;当瓦斯浓度降下来之后,接上一个短风筒,同样加大风流程排除前方的瓦斯;取下短风筒换上长风筒(一般 10 m)继续排放前方的积聚瓦斯,直至掘进工作面。

(3) 在排完巷道瓦斯后,应全面检查巷道各处的瓦斯浓度,如局部地点仍有瓦斯超限,仍可采用断开风筒接头的方法,排除该区段的瓦斯。

## 二、顶板冒落空洞积聚瓦斯的处理

在不稳定的煤、岩层中,无论是掘进巷道还是采煤工作面,冒顶是经常出现的,从而在巷道顶部形成空洞(俗称冒高),有时可能达到很大的范围。由于冒顶处通风不良,往往积存着高浓度的瓦斯。处理该处积聚瓦斯的方法有充填空洞法、风流吹散法和封闭抽放法等。

### 1. 充填空洞法

充填空洞法在我国用的较多,多半是先在冒高处的棚上铺上木板或荆笆,然后再用黄土将冒落空洞充填满。这样可以消除积聚瓦斯的空腔,免于瓦斯积存;同时,对易自燃的厚煤层还能起到预防冒顶浮煤自然火灾的作用。充填方法一般在冒顶高度不大的情况下应用较为适宜。

### 2. 风流吹散法

风流吹散法处理积聚瓦斯是普遍采用的措施,但具体实施方法尚应根据冒高与范围、积聚瓦斯量、瓦斯涌出速度和巷道风速的大小来选择。

据经验,当冒高小于 2 m、冒落体积不超过  $6 \text{ m}^3$ 、巷道风速大于  $0.5 \text{ m/s}$  的条件下,可采用导风障法(图 3-8)。风障的材料视其服务时间而定,时间长者可用木板,时间短者可用帆布等。该法的优点是施工简单、经济;缺点是使局部地点的巷道高度降低,运输和行人感到不便。

当冒高大于 2 m、冒落体积超过  $6 \text{ m}^3$ 、巷道风速低于  $0.5 \text{ m/s}$  时,同时又具有局部通风机送风条件的地点,可采用分支风管法,俗称风袖,如图 3-9 所示。

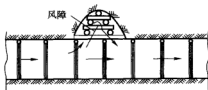


图 3-8 导风障引风吹散法

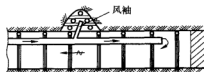


图 3-9 分支风管送风吹散法

其具体实施方法,一般是在风筒上开个小口并接上小风筒或胶管,利用局部通风机的一小部分通风量送至冒顶处,以吹散积聚的瓦斯。风袖的长度与直径,视冒高和范围大小而定。该法的优点是简单易行;缺点是降低了工作面的有效通风量。

若巷道中无局部通风机及风筒,但有压风管路,亦可从压风管路上接出一个或多个分支压风管,伸达冒顶处,送入压风吹散积聚的瓦斯。

### 3. 封闭抽放法

封闭抽放法如图 3-10 所示。如果冒高处瓦斯涌出量很大,巷道风量又不足,若采用风流吹散法,则排出的瓦斯致使巷道风流瓦斯超限,此时即可采用该法。但实施工艺相对复杂,且成本较高。

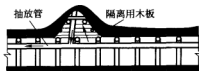


图 3-10 封闭抽放法

这种方法是,首先将冒落空间与巷道顶板之间,用木板并涂抹黄泥封闭隔离,然后插入抽放管并接至矿井瓦斯抽放管路系统进行抽放。没有抽放瓦斯管路系统的矿井,可用引射器(压风或水力的)或移动泵站将瓦斯抽出并送至总回风道或分区回风巷道的安全地点。

### 三、采煤工作面上隅角瓦斯积聚的预防和处理

采煤工作面上隅角是瓦斯最容易积聚的地点,处理上隅角瓦斯积聚的方法也很多。

#### 1. 引导风流吹散法,

引导风流稀释的实质是把新鲜风引入到采煤工作面的上隅角,将该处积聚的瓦斯稀释并带走。根据瓦斯来源、涌出量大小、巷道布置和通风方式等具体情况,引导风流吹散法分为风障法和尾巷法两种。

(1) 风障法。当采煤工作面上隅角瓦斯积聚的速度不快( $2 \text{ m}^3/\text{min} \sim 3 \text{ m}^3/\text{min}$ )和瓦斯浓度不太高(3%左右)的情况下应用。风障的布置方法如图 3-11 所示。风障材料多为帆布。该方法的优点是安设简单、经济;缺点是引入的风量较少,尚需随工作面推进而前移,会使作业环境变窄和增加通风阻力。

(2) 尾巷法。在工作面的回风水平布置两条平行巷道,即一条为回风巷,另一条为回风尾巷,如图 3-12 所示。

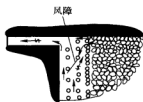


图 3-11 风障法排除上隅角瓦斯

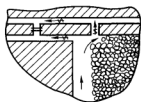


图 3-12 尾巷法排除上隅角瓦斯

在图 3-12 所示的巷道布置中,通常是将工作面后方(采空区)回风巷与尾巷间联络眼的密闭处打开一个窗口,窗口的大小视上隅角瓦斯涌出量而定,工作面的风流一部分进入回风巷,另一部分风流则经工作面上隅角进入尾巷,能有效地控制采空区的瓦斯流向,不仅排除了上隅角瓦斯,同时亦会降低回风巷的瓦斯浓度。该法的优点是排瓦斯效果好,也易于实施;但需严格管理,尾巷的瓦斯浓度应控制在 2% 以下。常用于瓦斯涌出量较大、超限较严重的工作面。阳泉各矿普遍采用此法排除工作面上隅角积聚瓦斯。

#### 2. 利用漏风排散法

当采空区瓦斯涌出量大时,不但采煤工作面上隅角瓦斯超限,而且工作面采空区边界和回风流中也常超限,如果条件允许,煤炭又不易自燃,可将工作面上部小阶段的采空区密闭开个窗口,让风流从采空区漏走一部分,将采煤工作面采空区的瓦斯直接排入采区回风道,以避免

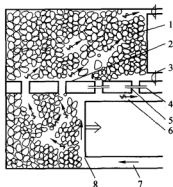


图 3-13 向上阶段采空区漏风排瓦斯

1—上阶段采空区;2—联络眼;3—调压密闭(开窗口);4—煤柱;5—密闭;6—回风巷;7—运输巷;8—工作面

上隅角积聚瓦斯和采空区边界瓦斯超限(图3-13)。

### 3. 抽排瓦斯法

抽排瓦斯法是采用移动式瓦斯抽放泵抽放上隅角瓦斯的方法,具体布置如图3-14所示。移动泵设在工作面回风巷与采区回风巷的交叉处(处于新鲜风流中),抽放管沿工作面回风巷布置,抽出的瓦斯直接排至采区回风巷。



图3-14 某矿工作面移动泵抽放系统布置图

### 4. 脉动通风法

#### 1) 工作原理

脉动通风技术是利用风流的紊流扩散系数与风流脉动特性相关的理论,研制的一套技术可靠、经济合理且实用的双旋转环绕射流脉冲局部通风机使用技术。在正常通风风流中叠加脉动风流,从而增加风流的紊流扩散系数,提高风流驱散局部积聚瓦斯的能力,从根本上解决采煤工作面上隅角瓦斯积聚的问题。环绕射流是根据双旋转脉冲通风机的工作特点定义的,即在风流由风机出口风射出的同时,风机出口又环绕风机体轴心旋转,因此,将风机产生的这种特殊形式的射流称为环绕射流。对于风机四周某一固定位置而言,环绕射流将随风机体的环绕旋转而对该处产生周期脉冲式作用,故从广义上将这种通风称为环绕射流脉冲通风。

#### 2) 环绕射流脉冲通风对上隅角积聚区瓦斯的运移过程

环绕射流由风机出口射出时将横穿主风流,这时就会产生弯曲变形。通过调整风机体的安放位置、旋转方向及运行参数等,使旋转方向与主风流方向一致的环绕射流在弯曲一定程度时进入上隅角瓦斯积聚区,则射流轴线的弯曲将会促进上隅角内的瓦斯向主风流排出。具体如下:旋转方向与主风流方向一致的环绕射流进入上隅角瓦斯积聚区后,其卷吸掺混作用可使周围一定范围内的高浓度瓦斯得到稀释;射流轴线向主风流方向的弯曲趋势可使其所卷吸的瓦斯沿射流弯曲方向外移;射流环绕风机体连续旋转,将使上隅角内的瓦斯逐渐由里向外运移,并最终排入主风流。因此,环绕射流脉冲通风对工作面上隅角积聚瓦斯的运移是一个不断稀释、驱散并排入主风流的过程。把风机每环绕其轴心旋转一圈作为一个周期,则每个周期都将强化完成一次对上隅角部分高浓度瓦斯的稀释和排出过程,如图3-15所示。与单纯使工作面主风流形成脉冲风流相比,可使上隅角内的瓦斯浓度降得更低。

环绕射流脉冲通风对上隅角高浓度瓦斯的周期性稀释和排放过程,可以使上隅角高浓度瓦斯持续不断地排向回风巷,并且每次排放的瓦斯量较小,从而可以避免因上隅角高浓度

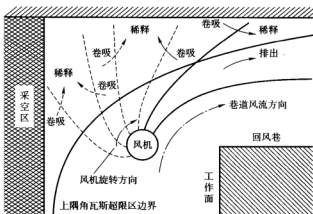


图 3-15 环绕射流脉冲通风对上隅角瓦斯运移过程示意图

瓦斯骤然大量排向回风巷而导致回风流瓦斯浓度超限。基于上述特点,把环绕射流脉冲通风对上隅角积聚区瓦斯的独特的运移过程称为柔性排放作用,这种柔性排放效应对保证采煤工作面的安全生产具有十分重要的意义。

### 3) 结构

生产的脉动通风机主要由液压动力源,执行元件(液压马达),控制元件(包括各种压力、流量、方向控制阀及其他控制元件),辅助装置(滤油器及冷却器、压力表及管道、管接头)等部分组成。

图 3-16 所示为矿用液压双旋转通风机的系统组成框图,整个系统包括将流体压力能转换为机械能并完成做功动作的液压马达,控制乳化液的压力、流量及运动方向的各种阀组,以及压力表、液压管等其他辅助装置。来自乳化液泵的乳化液经过液压控制阀组后,分成两路,分别经过减压阀供给叶片旋转马达和风机体旋转马达。液压叶片旋转马达带动通风机叶片旋转,产生定常射流;同时风机体旋转,在其周围转化成环绕脉动风流。脉动风流的能量和脉动频率可通过控制阀组实现无级调节。

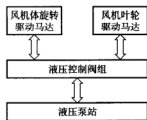


图 3-16 矿用液压双旋转脉冲局部通风机的系统组成框图

### 5. 合理选用工作面的通风系统

采煤工作面的上隅角是否能积聚瓦斯,与工作面的通风系统密切相关。采煤工作面的通风系统可划分为四种基本类型:图 3-17(a)、(d)所示的类型是上隅角易积聚瓦斯,图 3-17(b)、(c)所示的类型则不易积聚瓦斯。因此,预防采煤工作面上隅角积聚瓦斯的最根本措施是合理的选择通风系统。近年来广泛应用的 W 形和 Y 形通风系统(图 3-18),均实现了预防上隅角瓦斯积聚的目的。

由图 3-18 可见,因采空区的瓦斯受通风负压的作用就会向回风道方向涌出,不会向工作面上隅角涌出,故避免了上隅角积聚瓦斯。但回风道是在采空区维护的,易引起采空区漏风,开采有自燃危险的煤层应慎用。

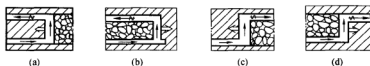


图 3-17 回采工作面通风系统的基本类型

(a) U 形后退; (b) U 形前进; (c) Z 形后退; (d) Z 形前进

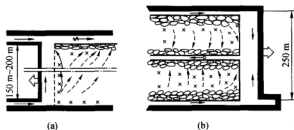


图 3-18 W 形与 Y 形通风系统

(a) Y 形; (b) W 形

#### 四、其他地点瓦斯积聚的处理

##### 1. 顶板附近瓦斯层状积聚的处理

层状积聚一般是由于巷道风速低或巷道顶板上有附加的瓦斯涌出源(煤线或含瓦斯的岩石)引起的。在普通的瓦斯涌出条件下,瓦斯层状积聚发生在风速小于  $0.5 \text{ m/s}$  时;在有增大的瓦斯涌出量的条件下,只要巷道风速小于  $1 \text{ m/s}$ ,就形成层状积聚;个别情况下,如果从顶板煤层或岩石中涌出的瓦斯量达到  $0.5 \text{ m}^3/\text{min}$  或更高,即使巷道风速大于  $1 \text{ m/s}$ ,仍会发生危险的层状积聚。最可能形成瓦斯层状积聚的地点是顶板附近风速小的地点,如巷道断面变大处、风筒附近等。

防止和消除巷道顶板附近瓦斯层状积聚的主要方法是:全面或局部地(靠近瓦斯涌出源)增加风速。

在独头巷道,只要每平方米煤层暴露后涌出的瓦斯达到  $0.015 \text{ m}^3/\text{min}$ ,即可形成层状瓦斯积聚,为了消除瓦斯层状积聚,靠近顶板的风速应不小于  $0.2 \text{ m/s}$ 。

如果不能保证消除危险区段瓦斯积聚所需的风速,应该采取局部增加风速的方法。例如,在巷道中铺设帆布风障、靠顶板挂倾斜挡板、安装引射器和局部通风机等。

当集中瓦斯涌出源的流量不大于  $0.5 \text{ m}^3/\text{min}$  时,可将风障铺设在瓦斯源的前方  $3 \text{ m}$  以内,并与风流斜交铺设,以便增加顶板下的风速,在铺设风障时巷道上的风道面积为

$$S = 0.8Q/v \quad (3-4)$$

式中  $Q$ ——铺风障处巷道通过的风量,  $\text{m}^3/\text{s}$ ;

$v$ ——消除层状积聚所必需的风速,  $\text{m/s}$ 。

如果巷道中的风速不低于消除积聚所需的风速,且形成瓦斯层的瓦斯涌出源流量不超过  $4 \text{ m}^3/\text{min}$  时,建议用倾斜挡板。挡板宽  $1 \text{ m}$ ,铺在瓦斯涌出区段,距顶板  $0.2 \text{ m} \sim 0.3 \text{ m}$ ,



并与之呈  $45^\circ$  夹角,挡板之间间距约 3 m。

为了消除由巷道顶板分散瓦斯涌出源(流量  $0.3 \text{ m}^3/\text{min}$  或更高)形成的层状积聚,可采用压风或水为动力的引射器。为了消除层状积聚,引射器应悬挂在巷道顶板下  $0.2 \text{ m} \sim 0.3 \text{ m}$  处,其长度等于瓦斯源区段长度。

在具有流量  $0.5 \text{ m}^3/\text{min}$  及更高的分散或集中瓦斯涌出源的条件,要用局部通风机消除瓦斯层状积聚。局部通风机安装在新鲜风流中,风筒尽量铺设到瓦斯涌出源附近,并靠巷道顶板悬挂,从风筒出来的风沿主要风流方向送入。

当具有大流量( $1 \text{ m}^3/\text{min}$  及更高)的分散瓦斯涌出源时,在涌出源区段,应用木板把巷道上部隔开,并把风管直接引入隔开部分。

当大面积的瓦斯涌出形成层状积聚时,可以用带孔眼(直径  $2 \text{ mm} \sim 4 \text{ mm}$ )的专门风管送风以消除积聚,该风管靠巷道顶板悬挂。

在难以确定瓦斯涌出源地点时,可采用喷射器或风动局部通风机造成的循环回流式通风消除层状积聚。喷射器或局部通风机安装在形成瓦斯层地点的附近,在观察到层状积聚的区段铺设风管,风流经过该区段经喷嘴吸入风管中,并沿巷道中风流相反的方向运动,风管中出来的空气与主风流一起沿瓦斯层流动,由此增加了该区段的风量和风速。

## 2. 链板输送机底槽积聚瓦斯的处理

开采瓦斯煤层时,链板输送机底槽往往积聚着高浓度瓦斯,主要是底槽内滞留的粉煤涌出的瓦斯所致。由此而造成的瓦斯事故也不乏其例。防止和处理该处瓦斯积聚的措施如下:

(1) 机头和机尾不要堆积煤炭,减少底槽中的遗留煤粉量,保持底槽畅通,以防瓦斯积聚。

(2) 工作面不出煤时,隔一定时间就使输送机运转一会,以消除瓦斯积聚。

(3) 有压风管路的工作面,可用压风吹散底槽中的积聚瓦斯。

(4) 在链板上安装专用钢丝刷,以清除底槽中的煤粉,钢丝刷的间距不大于  $6 \text{ m}$ 。

(5) 厚煤层上分层回采时,运输机底槽的槽底应密封。

## 3. 采煤机附近积聚瓦斯的处理

当开采瓦斯煤层时,采煤机附近经常出现高浓度瓦斯积聚,容易积聚瓦斯的地点是截盘附近和机体与煤壁之间、急倾斜煤层上行通风的工作面,采煤机上方的机道内也易积聚瓦斯。通常,在采煤机上安装瓦斯自动检测仪,一旦瓦斯超限就停止采煤。

加大工作面风量,提高采煤机附近的风速,以消除其局部瓦斯积聚。当工作面风速不能防止采煤机附近积聚瓦斯时,应采取提高局部地点风速的方法。通常用风、水引射器加大采煤机附近的风速。

# 第五节 瓦斯爆炸事故案例及一般规律分析

## 一、事故案例

### 1. 事故矿井概况

韩城矿务局某煤矿原设计生产能力为  $90 \text{ 万 t/a}$ ,服务年限 95 年,经改扩建后核定生产能力为  $130 \text{ 万 t/a}$ ,一、二水平处于接续期间,两水平同时生产,矿井发生过多次煤与瓦斯突出事故,被确定为煤与瓦斯突出矿井。矿井相对瓦斯涌出量  $22.94 \text{ m}^3/\text{t}$ ,绝对瓦斯涌出量

64.15 m<sup>3</sup>/min。矿井开拓方式为平硐暗斜井—立井联合开拓方式。矿井通风方式为分区混合抽出式通风,“四进两回”通风系统。图3-19为该矿发生事故的23207采煤工作面通风系统示意图。

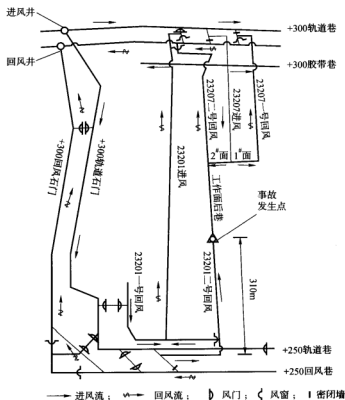


图3-19 23207采煤工作面通风系统示意图

2004年5月7日,该煤矿发生了一起局部瓦斯爆炸事故,造成了2人死亡、9人不同程度烧伤的后果。事故发生在二水平的首采工作面23207采煤工作面2<sup>#</sup>面后巷维修施工现场。23207采煤工作面是开采二水平3<sup>#</sup>煤保护层的工作面,该面为倾斜长壁对拉炮采工作面,顺槽长度为1100m~1250m,工作面长度分别为160m和150m,煤层厚度为1m,距3<sup>#</sup>煤层的间距为4m~10m,由切眼沿工作面推进方向逐渐变厚。23207工作面2<sup>#</sup>面回风顺槽沿空留巷,经维修后为下一个采煤工作面(23201对拉面)服务。23207工作面的回采生产及2<sup>#</sup>面回风顺槽的沿空留巷维护工作,由采煤三队组织实施。2<sup>#</sup>面回风顺槽的维修由掘进二区施工作业,从切眼向采煤工作面方向维修,采用耙装机出矸,锚喷支护,两班维修、一班喷浆。事故发生在维修作业班。由23207采煤工作面通风系统可以看出,掘进二区施工的23207工作面2<sup>#</sup>面后巷维修作业点(事故发生地点),处在受23207采煤工作面采动影响的沿空留巷中,并且处于不稳定的角联通风中。至5月7日事故发生前,23207工作面2<sup>#</sup>面后巷已维修了

310 m, 瓦斯浓度一直在 0.3%~0.5% 之间, 15 点 40 分时瓦斯浓度为 0.36%, 17 点 55 分测得瓦斯浓度为 0.8%, 瓦斯浓度明显增大, 18 点 50 分时发生了瓦斯事故。

## 2. 事故经过

2004 年 5 月 7 日, 23207 工作面 2<sup>#</sup> 面后巷正常维修, 出勤 16 人, 维修点作业 11 人, 运输系统(23201 进风顺槽)刮板、胶带输送机司机等辅助作业 5 人。到达作业现场后, 维修作业人员做施工准备工作, 安全检查员检查了沿途及作业现场的安全情况, 17 点 55 分瓦斯检查员检查了作业现场的瓦斯, 浓度为 0.8%, 之后离开了作业现场到 23201 工作面 2<sup>#</sup> 备采面巡回检查。18 点 50 分时施工准备工作做完, 开启耙装机准备装矸, 耙装机不能开动, 班长(非电工)认为是耙装机开关出现故障, 在没有切断电源的情况下, 打开了耙装机开关盖带电进行检查, 于是瞬间发生了爆炸。经安全检查员、瓦斯检查员现场组织抢救, 9 人烧伤, 2 人抢救无效死亡。

## 3. 事故原因分析

### 1) 直接原因

(1) 23207 工作面 2<sup>#</sup> 面后巷维修作业工作面通风系统不合理、不可靠、不稳定, 造成瓦斯局部积聚。

① 23207 工作面 2<sup>#</sup> 面后巷通风风流处在角联通风系统, 维修作业工作面风流与 23207 采煤工作面回风流串联, 且通过 23207 采煤工作面采空冒落区(维修作业点距 23207 采面 680 m), 受采动影响大, 随时都会造成维修作业点风阻增大、风量减小。

② 23207 采煤工作面 2<sup>#</sup> 面回风顺槽沿空留巷内, 受采煤工作面采动压力影响发生局部冒落, 在处理冒顶过程中, 又在距工作面 10 m 处冒顶 10 m, 局部堵塞了 2<sup>#</sup> 面后巷的风路, 使通风阻力增大、风量减小, 无法稀释并排走该巷右帮采空区大量涌出的瓦斯, 造成维修作业点附近瓦斯局部积聚, 达到瓦斯爆炸浓度范围。

(2) 非本工种人员违章作业, 产生引爆火源。当班班长无电工操作证, 带电打开并检修耙装机开关产生电火花, 引燃维修作业点附近积聚的瓦斯, 造成瓦斯爆炸事故。

### 2) 间接原因

(1) 监督检查人员责任心不强。当班瓦斯检查员对查出的明显增大的瓦斯浓度, 没有引起足够的重视, 没有查明瓦斯增大的原因并进行处理, 使瓦斯浓度进一步增大, 造成瓦斯局部积聚。

(2) 现场安全管理有漏洞。23207 工作面 2<sup>#</sup> 面后巷为“沿空留巷”巷道, 对右帮采空区积聚的大量瓦斯没有引起足够的重视, 维修作业点没有按规定设置瓦斯自动监测监控装置, 施工现场没有按规定悬挂便携式瓦斯报警仪, 没有有效的监控瓦斯变化情况。

(3) 生产施工安排不合理。23207 采煤工作面回采没有结束, 2<sup>#</sup> 面后巷“沿空留巷”受采动影响易冒落, 在这种情况下安排维修 2<sup>#</sup> 面后巷, 使维修作业点的风流经常处于不稳定状态, 容易造成微风和瓦斯积聚。

(4) 对职工的安全教育不够。班长违章带电检修电气设备, 安全生产知识极差, 现场作业人员制止违章作业不力, 安全自保互保意识不强。

## 4. 经验教训

(1) 没有严格执行“安全第一”的方针。在生产实际中, 没有摆正安全与生产的关系, 没有把安全工作放在一切工作的首位。只考虑到生产接续紧张, 忽视了通风安全现状。

(2) 没有以科学严谨的态度抓“一通三防”工作。

① 由图 3-19 可知,23207 工作面 2<sup>#</sup> 面后巷维修作业工作面的通风系统,采用了七道通风设施控制风流,其中四道风门和一道密闭中的任何一道失去作用,都将使该作业工作面风流短路,造成瓦斯积聚。可见该通风系统是非常脆弱的。

② 2<sup>#</sup> 面后巷维修作业开始后瓦斯浓度不高,盲目认为处于全负压通风系统,不会出现通风方面的问题,没有从巷道状况容易发生变化、通风状态随时都有可能发生变化、采空区的大量瓦斯随时都有可能涌入该巷道等诸多通风薄弱方面考虑采取有效措施,杜绝瓦斯积聚。

(3) 没有认真落实现场施工的安全技术措施。安全技术措施要求该维修施工点必须设置瓦斯自动监测监控装置,该巷道已维修了 320 m,历时两个半月仍未设置,致使该施工现场失去了对瓦斯浓度的连续监测、报警和断电的保安功能。

(4) 放松了对施工作业现场负责人的安全教育和要求。施工作业现场负责人带头违章作业,并无视安全管理规章制度,不按规定要求携带便携式瓦斯报警仪。

## 二、矿井瓦斯爆炸事故的一般规律

### 1. 瓦斯积聚的一般规律

(1) 根据对 1949 年~1995 年国有重点煤矿 361 起一次死亡 3 人以上瓦斯爆炸事故的分析,瓦斯积聚原因统计分析如下:

- ① 由于通风系统问题引发瓦斯积聚而导致的瓦斯事故 53 次,占事故总数的 14.68%;
- ② 由于局部通风机停风造成瓦斯积聚引发事故 56 次,占事故总数的 15.51%;
- ③ 由于风量不足引发瓦斯积聚而导致的瓦斯事故 56 次,占事故总数的 15.51%;
- ④ 由于巷道局部无风而引发的瓦斯事故 26 次,占事故总数的 7.20%;
- ⑤ 由于盲巷积存瓦斯而引发的瓦斯事故 24 次,占事故总数的 6.65%;
- ⑥ 由于采空区积存瓦斯而引发的瓦斯事故 39 次,占事故总数的 10.80%;
- ⑦ 由于循环风引发的事故 7 次,占事故总数的 1.94%;
- ⑧ 由于地质条件变化造成瓦斯涌出而引发的瓦斯事故 6 次,占事故总数的 1.66%;
- ⑨ 由于其他原因积聚瓦斯而引发的瓦斯事故 94 次,占事故总数的 26.04%。

(2) 通过对发生事故案例的调查和分析发现,引起瓦斯积聚而导致瓦斯爆炸的直接原因很多,归纳起来主要有以下几个方面:

① 局部通风机停止运转。如有计划或无计划停风,任意停开局部通风机,机电故障或掘进工作面临时停工停风等。

② 风量不足。如不按要求风量配风,单台局部通风机供多个掘进工作面通风,风筒被断开、刮坏,漏风严重而又不能及时发现和修补,风筒出口距掘进面太远和局部通风机循环风等。

③ 风流短路。如打开风门而不关闭,巷道贯通后不及时调整通风系统等。

④ 通风系统不合理、不完善。如自然通风、串联通风、扩散通风、无回风道的独眼井等。

⑤ 采空区或盲巷瓦斯积聚。由于大气压力变化或因冒顶使瓦斯涌出而导致瓦斯爆炸事故。

⑥ 没有瓦斯检查、监测制度或制度不完善,缺乏相应的瓦斯检查仪器,仪器超期使用误差太大,未及时发现瓦斯积聚等。

## 2. 引爆火源产生的一般规律

(1) 根据对 1949 年~1995 年国有重点煤矿一次死亡 3 人以上的 361 次瓦斯爆炸事故原因分析,从引爆火源上统计分析如下:

- ① 由于电火花而引发的瓦斯爆炸事故 150 次,占事故总数的 41.55%;
- ② 由于爆破火源而引发的瓦斯爆炸事故 108 次,占事故总数的 29.92%;
- ③ 由于摩擦撞击火花而引发瓦斯爆炸事故 31 次,占事故总数的 8.59%;
- ④ 由于吸烟明火而引发的瓦斯爆炸事故 7 次,占事故总数的 1.94%;
- ⑤ 由于其他火源而引发的瓦斯爆炸事故 65 次,占事故总数的 18.00%。

(2) 通过对发生案例的调查和分析发现,引发瓦斯爆炸的火源很多,归纳起来主要有以下几种:

① 电火花:由于井下照明和机械设备的电源、电器装置管理不善或操作不当而产生电火花,是引起瓦斯爆炸的主要火源之一。据 1983 年~1989 年不完全统计,国有重点煤矿的 96 次重大瓦斯爆炸事故中,电火花引爆次数占 46.9%,其中矿灯失爆、电缆漏电、明接头和带电作业所占比例最大。

② 爆破火花:主要是炮泥装填不满,最小抵抗线不够和放明炮、接线不良和炸药不符合要求等引起。爆破引起的瓦斯爆炸事故约占各类火源总数的 35.4%。

③ 撞击摩擦火花:如机械设备之间的撞击,截齿与坚硬夹矸之间的摩擦,坚硬顶板冒落的撞击,金属表面之间的摩擦等,都可能产生火花引爆瓦斯。

④ 明火:井下明火的来源主要有煤炭自然发火和形成的火区,井下电焊和吸烟等。

## 3. 近年来重大瓦斯事故矿井共存的缺陷

根据国家安全生产监督管理局《2005 年全国煤矿瓦斯事故分析》报告显示,2005 年全国煤矿发生特大瓦斯事故 41 起,其中瓦斯爆炸事故 34 起,煤与瓦斯突出事故 4 起,瓦斯窒息事故 1 起,煤尘爆炸事故 1 起,瓦斯燃烧事故 1 起。通过有关部门的调查分析,大多数发生瓦斯事故的矿井都存在以下几方面的问题:

(1) 矿井通风系统不合理,通风设施不可靠。在 34 起瓦斯爆炸事故和 1 起瓦斯窒息事故中,有 22 起主要是由通风系统不合理引起瓦斯积聚,主要表现在:工作面风流短路、多次串联、循环风;局部通风机安装不符合要求;矿井巷道风流路线太长,巷道有效断面不够,通风阻力太大,造成通风不畅;通风设施不可靠,风门、风障、风桥等设施不符合要求;矿井通风能力不够,矿井总风量不足;独眼井开采或采煤工作面没形成全风压通风。

(2) “先抽后采,监测监控,以风定产”方针得不到贯彻落实。发生特大瓦斯事故的乡镇煤矿都没有装备瓦斯抽放系统或抽放系统不能有效运行;在 7 起发生特大瓦斯事故的国有煤矿中,有 5 个煤矿安装了瓦斯抽放系统,但抽放效果不好。

发生特大瓦斯事故的矿井有 8 个矿井严重超能力生产。有相当一部分矿井在矿井通风能力核定中不认真、不严肃,有的矿未经技术改造就扩大了通风能力。

监测监控系统不能有效发挥作用。在 41 起瓦斯事故中,有的矿井没有安装瓦斯监测监控系统或运行不正常,并且相当部分安装有监测监控系统的矿井存在瓦斯传感器数量不足、安装位置不对、线路存在故障、显示器不显示数据等问题,不能有效发挥其应有的作用。

(3) 作业规程编制不符合实际,针对性不强。煤矿企业没有认真研究矿井开采条件及

先进的采煤方法,并制定符合实际的作业规程,有的煤矿采掘工作面的作业规程相互抄袭;有的煤矿的作业规程不能根据实际情况及时修改补充。

(4) 不按《煤矿安全规程》规定开展矿井瓦斯等级鉴定和管理工作。瓦斯参数的鉴定结果直接关系到矿井瓦斯管理水平,有些企业为了节约成本、片面追求利润,不认真进行瓦斯等级鉴定或擅自更改矿井瓦斯参数,把高瓦斯矿按照低瓦斯矿井管理。

(5) 一些煤矿采煤方法落后。一些煤矿企业由于采煤方法落后,引起矿井采掘布置不合理,通风系统不完善,给安全生产带来严重隐患。

(6) 安全责任不落实,安全管理机构不健全。一些煤矿未按规定制定各级和各岗位的安全生产责任制,以包代管;未配足安全生产管理人员和特种作业人员;不按采掘设计施工和作业,随意改变设计,巷道贯通无措施、瓦斯排放无措施和瓦斯管理制度不健全;“一炮三检”和“三人联锁”放炮制度、测风制度等得不到贯彻落实。

(7) 安全投入不足,矿井抗灾能力差。一些小煤矿没有按国家规定提取维简费和安全技措费,安全投入得不到保证,安全设施设备十分简陋,相当部分的高瓦斯矿井没有瓦斯抽放系统和瓦斯监测系统,不能发挥有效的监测监控作用,不使用防爆电气设备。

(8) 违章指挥、违章操作、违反劳动纪律问题相当普遍。绝大部分事故都是由“三违”引起的,一些煤矿擅自停开局部通风机电源,造成工作面无风,导致瓦斯积聚;瓦斯传感器布置不合理,管理维护跟不上,起不到应有的作用;工人违章放炮;在采掘工作面拆卸矿灯、更换灯泡等“三违”现象屡见不鲜。如在 2005 年 41 起特大瓦斯事故中,有 17 起是由违章放炮导致的,有 4 起是由矿灯电火花引起的,有 2 起是由停开电源造成的。

(9) 安全教育、培训差距大,职工安全意识和自我保护能力差。一些煤矿采掘一线工人多数为农民工,文化基础差,流动性大,培训工作不到位,造成工人安全意识和自主保护能力差,有章不循;有的职工在井下抽烟,违章擅自动用火焊、电焊等。如重庆某煤矿,当采掘工作面瓦斯浓度达到 6%,个别地方达到 10% 时,瓦斯检查员通知撤出人员,但没有人从井下撤出,导致 2005 年 3 月 17 日发生瓦斯爆炸事故,死亡 19 人。

#### 4. 瓦斯爆炸事故原因特点

(1) 违反技术政策和法律法规开采。有的矿井风量不足,有的矿井是自然通风、独眼井;有的矿井通风系统不合理、不完善,形成串联风、扩散风、循环风;有的矿井的采空区和盲巷未及时进行处理和封闭,形成瓦斯库而留下事故隐患。

(2) 通风管理不善。有的矿井局部通风机随意停开;有的矿井不按需要配风,巷道冒落堵塞使风流短路;有的矿井风筒脱节、漏风、被压未及时处理;有的矿井风筒口距掘进工作面太远,使风量过小、风速低,导致掘进工作面微风作业而使瓦斯积聚。

(3) 瓦斯检查制度执行不严。有的矿井瓦斯检查员数量不足,经常空班漏检;有的瓦斯检查员思想和业务素质不高、责任心不强甚至做假记录;有的矿井瓦斯监测监控系统安装不合理或检修不及时,不能发挥其作用。

(4) 瓦斯预排抽放不到位。有的矿井虽然建有瓦斯抽放系统,但抽放效果不佳、抽放时间不够,致使开采时瓦斯超限。部分有煤与瓦斯突出危险的矿井,没有采取预抽卸压、开采解放层等措施,导致煤与瓦斯突出事故发生。

(5) 违章爆破。炮眼内不装或少装炮泥,甚至用煤粉等可燃物替代炮泥;最小抵抗线不够和用多母线爆破,进行裸露爆破或放连珠炮。有的工作面虽然分上、下段爆破,但两段爆

破间隔时间很短,以致酿成事故。

(6) 电气系统管理不严和机械设备摩擦。井下照明和机械设备的电源、电气装置不符合规定;电气设备失爆或带电作业产生火花,以及机械设备摩擦产生火花引爆瓦斯。

(7) 着火引发。采空区和旧巷未及时封闭,残煤自然发火;密闭管理不严,火区复燃;输送带着火等而引发瓦斯爆炸。

### 思考题与习题

- 3-1 试述瓦斯爆炸的危害和条件有哪些?
- 3-2 简述甲烷的引火延迟性对煤矿的安全生产有何意义。
- 3-3 简述防止瓦斯爆炸事故的措施有哪些?
- 3-4 简述采掘工作面防止瓦斯积聚的措施有哪些?
- 3-5 简述井下防止瓦斯引燃的措施主要有哪些?
- 3-6 简述井下停风盲巷积聚瓦斯的排放方法。
- 3-7 简述防止采煤工作面上隅角瓦斯积聚的方法。
- 3-8 简述矿井瓦斯爆炸事故的一般规律。
- 3-9 根据近年来矿井瓦斯爆炸事故的特点,谈谈对加强安全生产工作和防治矿井瓦斯的看法。
- 3-10 某矿井下密闭区的可燃气体组分与浓度分别为: $\varphi(\text{CH}_4)$ , 5.1%;  $\varphi(\text{CO})$ , 3.2%;  $\varphi(\text{C}_2\text{H}_6)$ , 0.01%;  $\varphi(\text{H}_2\text{S})$ , 0.6%, 试求该密闭区内可燃气体的爆炸界限。(答案:上限为 22.5%;下限为 6.3%)

## 第四章 瓦斯浓度检测

矿井瓦斯浓度检测按其方法可分为四大类：一是实验室分析法，即从井下采取气样送到地面实验室进行分析测定。这种方法测得的数据一般精确度较高，但所需的时间较长。二是用便携式检测仪器，在井下就地即时检测。这种检测仪具有体积小、重量轻、便于携带、能及时了解测定结果等优点，其精度能满足安全上的要求。三是用瓦斯警报断电装置进行连续、远距离监测，当瓦斯浓度超限时，能自动切断所控制的电气设备的电源；四是用集中监测系统对矿井进行监测和监控。它除能检测高、低浓度的瓦斯外，还可测一氧化碳、风速、温度、负压、氧气浓度等，同时对井下通风设施、机电设备的工作状态进行监测监控，在地面中心站，除了用计算机进行数据的采集、处理外，还配备有对各种参数数据或工作状态进行打印、显示的打印机、显示屏等设备。

### 第一节 便携式瓦斯检测仪器

鉴于瓦斯在矿井中存在的普遍性及可能造成灾害的严重性，检测瓦斯所用的仪表在煤矿中是数量最多、使用最普遍的安全检测仪表，也是近年来研制种类最多的仪表。按检测原理的不同，检测仪器可分为光干涉式、催化燃烧式、热导式、红外线式、气敏半导体式、声速差式、同位素式、……等十余种。下面仅介绍煤矿中广泛使用的光干涉式、催化燃烧式及热导式三种瓦斯检测仪器。

#### 一、光学瓦斯检测仪

光学瓦斯检测仪又叫光干涉原理瓦斯检定器，是煤矿使用最早的定量检测矿井瓦斯浓度的仪器，也是使用最广泛的便携式气体检测仪。常用的国产型号有：AQG-1、AQG-1A、AQG-2、AQG-3、GWJ-1、GWJ-1A、GWJ-2型。它们应用的原理完全相同。这种利用光的干涉原理设计的气体检测仪，在理论上只要具有与空气不同的对光折射率的气体，都可用来测定该气体在空气中的浓度。在煤矿中主要用来测定甲烷，也可测定二氧化碳。如果将仪器的气室缩短，便可测定高浓度瓦斯。

##### 1. 仪器的结构

现以AQG-1型光学瓦斯检测仪为例，介绍光

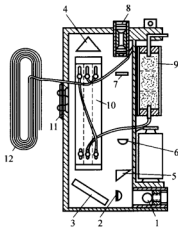


图 4-1 AQG-1 型光学瓦斯检测仪的结构示意图

- 1—照明装置组；2—聚光透镜；3—平面镜组；  
4—折光棱镜组；5—反射棱镜组；6—物镜组；  
7—测微组；8—目镜组；9—吸收管组；  
10—气室组；11—按钮组；12—盘形管



学瓦斯检测仪的结构如图 4-1 所示。AQG-1 型光学瓦斯检测仪由下述几个部分组成。

(1) 照明装置组:它是仪器产生干涉条纹的光源部分。电源为 1 节干电池,灯泡额定电压为 1.35 V,具有白色反光面的灯泡效果较好。

(2) 聚光镜组:聚光镜和镜座用虫胶粘牢,此镜用来聚集光源发出的光以增强亮度。

(3) 平面镜组:它是产生光干涉的重要部件。平面镜用挡片、弓形弹片和压板等固定在镜座上。通过聚光镜的光线以  $45^\circ$  交角射向平面镜,光线经过此镜后分为两束,由于镜座的作用,该镜向后倾斜  $55^\circ$ ,以便得到所需的干涉条纹宽度,即一条条纹到另一条条纹间的距离。

(4) 折光棱镜组:它也是产生光干涉的重要部件,固定方法与平面镜相同。它将光线经两次  $90^\circ$  反射后折回平面镜。此组件装配时要求保持水平,否则,将使全反射的光线不能平行地射回平面镜而使干涉条纹倾斜或宽度改变。

(5) 反射棱镜组:将光线作  $90^\circ$  转向,并且当转动粗调螺杆作上下调节时能移动干涉条纹。棱镜与底座的接触面用虫胶粘牢,并用压板固紧。底座通过弹簧片与仪器本体联接。当棱镜变位时会使得干涉条纹不明或消失。在携带或使用过程中为了防止粗调螺杆的变位而引起干涉条纹的移动,应用护盖盖住与粗调螺杆连在一起的粗调手轮。

(6) 物镜组:物镜和镜座用虫胶粘牢,其上的光屏用来改善干涉条纹的清晰度。调节物镜前后距离可使干涉条纹在分划板上成像清晰。

(7) 测微组:当转动手轮时,因齿轮带动了刻度盘和测微螺杆转动,螺杆推动了测微玻璃座使其偏转,座上有用虫胶粘牢的测微玻璃,它的偏转产生光线的偏折,使干涉条纹移动。刻度盘一格相当于  $\varphi(\text{CH}_4)$  的 0.02%,估读可达 0.01%。当刻度盘转动 50 格(全部刻度)时,干涉条纹在分划板上的移动量应为  $\varphi(\text{CH}_4)$  的 1%,否则,应移动连接座进行调整。

(8) 目镜组:目镜组包括分划板和两个放大透镜。它们用旋转保护玻璃框调节视度,使看到的条纹及刻度线清晰明显。组装目镜时要注意将两个放大透镜的凸面相对。镜片要装正,否则调节目镜时,分划板像会出现晃动现象。为了保护目镜,其上带有目镜罩。

(9) 吸收管组:因各矿井的情况不同而异。如作为  $\text{CH}_4$  和  $\text{CO}_2$  两种气体的测定,则在仪器外还应有一支较长的附加吸收管,在附加吸收管内装钠石灰用以吸收  $\text{CO}_2$ ,在仪器内的吸收管中装变色硅胶或氯化钙用来吸收水蒸气。这种装法的缺点是当水蒸气含量较大时,会引起钠石灰的潮解而降低效能。因此,应经常注意更换药品。

如果主要用来测量瓦斯,且水蒸气含量大时,最好在附加吸收管内装硅胶,在吸收管内装钠石灰;若水蒸气含量不大,可不用附加吸收管,只在吸收管的上半部装硅胶,下半部装钠石灰。

(10) 气室组:气室是测定气体的主要部分,共分为三格;两侧为空气室,中间一格为瓦斯室。两空气室用橡皮管连通,一端安上橡皮堵头;另一端接盘形管用以自动平衡气压的变化。瓦斯室的进气端与吸收管连接,出气端与吸气球连接。对气室的要求是,空气室和瓦斯室不得漏气,相互间不串气。

(11) 按钮组:仪器上有两个按钮,上面一个用来控制测微读数部分的照明电路,下面一个用来控制干涉系统的照明电路。在按钮和接触片的接触处,应注意由于落上煤尘或金属氧化膜的产生而引起接触不良。为了避免从按钮处侵入煤尘,使用时在开关上应罩上橡胶开关保护套。

## 2. 仪器的工作原理

AQG-1 型光学瓦斯检测仪的工作原理如图 4-2 所示。

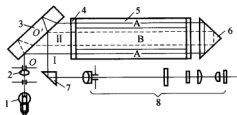


图 4-2 光学瓦斯检测仪原理图

1—光源；2—聚光镜；3—平面镜；4—平行玻璃；5—气室组；  
6—折光棱镜；7—反射棱镜；8—望远镜系统

由光源 1 发出的光经聚光镜 2 成为平行光束，到达平面镜 3 的 O 点后分为两束光。一束光被表面反射穿过气室组 5 的侧室 A（空气室），折光棱镜 6 将其折回穿过气室的另一侧室 A（空气室），然后回到平面镜 3，折射入平面镜后，在其后表面全反射，于 O' 点穿出平面镜 3。另一束光被折射入平面镜 3 又被后表面全反射后穿过气室组 5 的中央 B（瓦斯室），折光棱镜 6 将其折回，仍然通过瓦斯室 B 回到平面镜 3 的 O' 点。由于平面镜 3 的反射面与折光棱镜 6 的反射面并不平行，而是呈一个微小的交角  $\epsilon$ （如  $\epsilon=1'$ ）时，两束光在 O' 处并不重合，而相距一微小距离，因而满足同一光源发出的两束光其波长相同，相位差保持恒定，通过不同的路程后重新会合而产生光干涉现象的条件，所以经反射棱镜 7 全反射入望远镜系统 8。观测者在望远镜的目镜筒中便可观察到仪器的光谱——干涉条纹。

已知：光程 = 光线所通过的路程  $\times$  光所通过的媒质的折射率。如果以气室组 5 的各小室均充入同样的新鲜空气时产生的干涉条纹为基准，那么，当在一支光路中改变气体的化学成分或温度、压力等，则因折射率起了变化，光程和光程差也就随着变化，这时干涉条纹也会产生移动。根据干涉条纹移动的距离，可测算出气体的折射率变化程度。如果使两条通路 的温度、压力相同，而被测气体的化学成分又为已知，则可作定量分析。如果气室的长度长，则光束经过气体的路程就长，光干涉条纹的偏移灵敏度就高；反之，则低。所以，可利用气室的不同长度来测定不同浓度要求的同一种气体。例如，AQG-1 型和 GWJ-1 型，其  $\varphi(\text{CH}_4)$  测量范围为 1%~10%，气室长度为 120 mm；而  $\varphi(\text{CH}_4)$  测量范围为 1%~100% 的 GWJ-2 型仪器；其气室长度只有 24 mm。

## 3. 使用方法

### 1) 使用前的准备工作

(1) 检查药品是否失效：吸收管内的硅胶或氯化钙和钠石灰，如果变质或失效就会降低吸收能力，影响测定的准确性。药品颗粒的大小以 3 mm~5 mm 为宜。太小则粉末太多，容易进入气室，太大则药品不能充分发挥吸收能力。吸收管内的三块隔片就是为了使气体和药品表面充分接触而设置的。

(2) 进行气密检查：用左手堵住仪器的进气孔，右手捏扁吸气球，如果吸气球不膨胀还原，就证明仪器和吸气球都不漏气，如图 4-3 所示。

(3) 检查干涉条纹是否清晰:将电池装入仪器,按下按钮,由目镜观察,旋转保护玻璃框调整视度达到数字最清晰,再看干涉条纹是否清晰,如不清晰,可将光源灯泡盖打开,稍微转动灯泡座直到清晰为止。

(4) 用新鲜空气清洗气室:使用以前必须与测定地区温度相差不超过 10℃ 的新鲜空气中清洗瓦斯室。这是因为:第一,不同温度的气体折射率是不同的,因此当对零地点和测点的温差太大会引起测量误差;第二,这种仪器对于温度的变化比较敏感,温度变化会引起对好零的条纹移动(现场称为“跑正”或“跑负”)。清洗气室一般在井底车场或进风大巷的新鲜空气中进行。

(5) 干涉条纹的零位调整:在新鲜风流中捏放吸气球 5~6 次清洗气室后,首先按下按钮 5,转动测微手轮 1,使微读数刻度盘的零位与指标线重合。然后,按下按钮 4,转动粗动手轮 2,从目镜 3 中观察,将干涉条纹中最黑的一条或二条黑线中的任一条与分划板上的零位线对准,并记住所对的这条黑线,旋上护盖,此后不得旋动护盖,以免零位变动。

## 2) 甲烷浓度测定

(1) 测定时将连接瓦斯室入口的橡皮管伸至测定地点,然后慢慢挤压吸气球 5~6 次,使待测定气体进入瓦斯室。

(2) 由目镜中观察干涉条纹是否已移动,先读出干涉条纹在分划板上移动的概数。如条纹移动到 2%~3% 之间。

(3) 转动测微手轮,把对零位时所选用的那根黑条纹移动到当前位置前的整数位置上,并让黑条纹和这个整数的刻度对齐。上例中让黑条纹和 2% 的刻度线对齐。

(4) 按下测微照明电路的按钮 5,读取刻度盘上的读数。如果在 0.24%~0.26% 之间,可读为 0.25%,其测定结果为  $2\% + 0.25\% = 2.25\%$ 。

(5) 测定后,应把测微刻度盘退转到零位位置。盖好目镜盖,再到下一个测点测定。

## 3) 二氧化碳浓度测定

(1) 在没有甲烷而二氧化碳很严重的矿井里用该检定器测定二氧化碳浓度时,吸收剂不用钠石灰,只用硅胶或氯化钙吸收水蒸气。其实际浓度应为所读得的数值乘以 0.955。这是由于仪器出厂时是按测定甲烷浓度进行校正的,因此用于测定其他气体时,仪器所示读数并不是被测气体的实际浓度,还必需进行换算。在空气中测定其他气体时,换算系数为

$$K = \frac{n_g - n_a}{n - n_a} \quad (4-1)$$

式中  $K$ ——待测气体校正系数;

$n_g, n_a, n$ ——甲烷、空气和待测气体的折射率,空气、甲烷和二氧化碳的折射率见表 4-1。

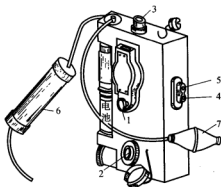


图 4-3 仪器的使用

1—测微手轮;2—粗动手轮;3—目镜;  
4、5—电源按钮;6—附加吸气管;7—吸气球

表 4-1 空气、甲烷和二氧化碳的折射率

气体种类	光源种类	折射率	仪器使用值
新鲜空气	日光	1.000 292 6	1.000 292
二氧化碳	日光	1.000 447—1.000 450	1.000 447
甲烷	日光	1.000 443	1.000 440

## 测定二氧化碳时

$$K = \frac{1.000\ 440 - 1.000\ 292}{1.000\ 447 - 1.000\ 292} = 0.995$$

(2) 在有甲烷的地方测定二氧化碳,或是在测定甲烷的同时又测定二氧化碳,必须先测定甲烷和二氧化碳的混合浓度(不用钠石灰吸收二氧化碳,只用硅胶或氯化钙吸收水蒸气),然后再用钠石灰吸收二氧化碳来测定甲烷浓度,把两次测得的读数相减所得的差值再乘以 0.955,即得二氧化碳的实际浓度。例如,测得混合浓度为 4%,甲烷浓度为 3%,则二氧化碳浓度为:  $(4\% - 3\%) \times 0.955 = 0.955\%$ 。

对于温度和大气压力的校正,可用下式校正系数:

$$K' = \frac{1\ 033}{293} \times \frac{T}{p} = 3.526 \frac{T}{p} \quad (4-2)$$

式中  $K'$ ——温度和大气压力的校正系数;

$T, p$ ——测点的绝对温度(K)与大气压力, hPa。

## 4) 测定中应注意的问题

(1) 测定时空气中湿度过大,会使气室玻璃生雾,灰尘容易附在上面使干涉条纹不清晰。因此,必须用硅胶或氯化钙吸收水汽,必要时可在仪器外再增加一支吸收管。光源各部分的接触不良、灯泡移动都会影响干涉条纹的清晰。

(2) 所测甲烷读数比实际含量偏高,其原因可能是:钠石灰失效或吸收能力降低,把甲烷和二氧化碳的混合浓度误认为甲烷浓度。有时药品的吸收能力很好,但由于颗粒过大,也会降低吸收二氧化碳的能力。盘形管堵塞也可能造成甲烷读数偏高。

如从浓度高转到浓度低的地点进行测定而读数偏高,其原因可能是吸气球或吸气球到气室之间漏气,进气管路被堵或被压,使前一地区进入仪器的气体不能被后一地区的气体完全置换。所以,每班都应检查仪器的进出气系统。

(3) 所测甲烷读数比实际浓度偏低,原因可能是:第一,空气室上所装盘形管和橡皮堵头以及与空气连接的各个接头有破裂漏气情况,使空气室中的空气不新鲜,折射率增大而使瓦斯室和空气室中气体折射率的差值减少,因而读数也随着降低;第二,瓦斯室入口、出口和吸气球漏气,接头不紧,使吸气能力降低,并在吸气时有附近的气体渗入瓦斯室冲淡了待测定的气体,结果读数偏低;第三,在准备工作中,调整零点的地方空气不新鲜,或空气室与瓦斯室之间相互串气。

(4) 空气中氧浓度的变化对瓦斯测定的结果影响很大。当氧浓度降低时,读数产生正值偏差。在严重缺氧的密闭火区中测定瓦斯时,往往测值偏高很大。例如,当待测气样中氧含量为 15.4% 时,测得的瓦斯读数为 2.1%,而实际含量只为 1.11%。

## 二、其他便携式瓦斯检测仪

### 1. 载体热催化型甲烷检测报警仪

载体热催化元件结构如图 4-4 所示,主要由铂丝线圈、载体和催化剂组成。其检测原理是甲烷等可燃气体在催化剂(铂、钨、钼)的作用下,在元件的表面产生氧化反应时,生成二氧化碳和水,同时放出热量。释放出的热量使元件的温度上升,造成铂丝的阻值变化。铂丝的电阻在  $0-630.74^{\circ}\text{C}$  范围内与可燃气体浓度成正比。

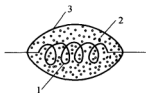


图 4-4 载体热催化元件结构

1—铂丝;2—载体;3—催化剂

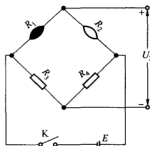


图 4-5 载体热催化型甲烷检测报警仪测量电桥原理

$R_1$ —黑元件; $R_2$ —补偿元件

利用载体热催化元件制成的甲烷检测报警便携仪的测量电桥原理如图 4-5 所示,主要有黑(热催化元件)和白(补偿元件)两种元件,其阻值分别为  $R_1$  和  $R_2$ ,与固定电阻  $R_3$  和  $R_4$  组成电桥电路。

检测仪工作时,在恒流源作用下,有电流流过电桥四个臂。无甲烷气体时,电桥输出平衡;有甲烷时,甲烷与氧气在黑元件表面进行无焰燃烧,放出热量被元件吸收引起元件温度升高,使铂丝电阻增大。另一方面,白元件上无催化剂,甲烷在其表面不进行氧化燃烧,但它处在与黑元件相同的工作环境,起着对非甲烷气体变化(环境温度变化、湿度变化、风速变化以及电源电流电压变化)而引起的催化元件阻值变化补偿作用。甲烷的存在破坏了原来电桥平衡,输出一个与甲烷浓度成正比的电信号,然后将此信号送入放大电路放大,再送至显示、报警或其他单元,实现对甲烷浓度的检测。

目前,国内外利用载体热催化原理元件生产的便携式甲烷检测报警仪的厂家和型号较多,但它们的检测原理和结构基本一样,都采用载体热催化元件作为检测元件,通过电桥电路输出电信号,经放大后,分别送给报警电路和 A/D 转换电路。A/D 转换电路将模拟信号转换为数字信号,由液晶显示出甲烷浓度大小。当甲烷浓度达到报警设定值时,通过比较器输出一高电平,驱动报警电路实现声光报警。为了保证仪器使用的可靠性,多数仪器均设有欠压报警(或指示)及传感器故障等自检电路。这类仪器的特点是体积小,结构简单,功耗低,性能较稳定及使用寿命长。测定低浓度甲烷时,输出信号较大,信号处理和显示较简便、直观,易于实现超限报警。其缺点是催化剂与硫、铅、磷、氯等化合物接触时,催化性能逐渐降低,使仪器的灵敏度降低。

### 2. 热导式甲烷检测仪

热导式甲烷检测仪采用电阻温度系数较大的金属丝(铂丝或钨丝)或半导体热敏电阻作

为敏感元件。把性能相同的一对热导元件分别接在电桥电路的两个臂上,一支放置在与被测气体相通的气室中,叫测量元件  $R_1$ ;另一支放置在充满地面标准大气的密闭气室中,叫补偿元件  $R_2$ 。它们和固定电阻  $R_3$  及  $R_4$  共同构成电桥的四个臂,如图 4-6 所示。当测量元件与补偿元件输入同样的电流后,产生的热量相同,在无瓦斯的情况下,由于测量室和补偿室的各种条件相同,两个热敏元件的散热状态也相同,电桥处于平衡状态,检流计 G 中无电流通过,其指示为零;工作时,测量室中吸入了含瓦斯的空气,由于瓦斯的导热系数大于空气的导热系数,  $R_1$  散去的热量比  $R_2$  大,因此,  $R_1$  与  $R_2$  相比其加热温度要低,  $R_1$  的电阻值小于  $R_2$ ,两元件产生一个与温差相适应的热态电阻差,电桥平衡被破坏,检流计 G 中有电流流过,用瓦斯的浓度来标定检流计的指示值,就可从检流计上读出空气中的瓦斯含量。

由于纯甲烷或高浓度甲烷的热导率与空气的热导率相差较大,所以测量高浓度甲烷时仪器的精度高。相反,如果甲烷浓度较低,其热导率与空气的热导率相近,输出信号较弱,其灵敏度和分辨力很小。因此,这类热导式甲烷检测仪不适用于在低浓度下使用。

国产 CJB100(A) 全量程智能甲烷检测报警仪(原 JC/DB-1 型),就是用催化燃烧原理测量低浓度、用热导原理测量高浓度甲烷的组式仪器。

工作原理:该仪器采用热催化元件、热导元件作为低、高浓度瓦斯的传感元件。整机的核心是中央处理单元 CPU。传感器将瓦斯气体的变化值转化为电信号,经放大后,送 A/D 转换器变为数字信号,然后送 CPU 进行处理,由数码管显示瓦斯浓度的即时连续变化值,并存储,备打印记录。

这种仪器将热催化原理和热导原理相结合,采用先进的单片微机技术对甲烷浓度进行全量程(0~100%CH<sub>4</sub>)检测。适用于高瓦斯矿井采掘工作面、回风巷、采空区、密闭采空区等场所对瓦斯浓度的连续检测。特别适合通风管理人员及流动作业人员携带使用。

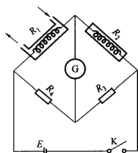


图 4-6 热导原理测量电桥的基本形式

## 第二节 瓦斯浓度测定及管理

### 一、《煤矿安全规程》对井下风流中瓦斯浓度的要求

**第 135 条** 矿井总回风巷或一翼回风巷中瓦斯或二氧化碳浓度超过 0.75% 时,必须立即查明原因,进行处理。

**第 136 条** 采区回风巷、采掘工作面回风巷风流中瓦斯浓度超过 1.0% 或二氧化碳浓度超过 1.5% 时,必须停止工作,撤出人员,采取措施,进行处理。

装有矿井安全监控系统的机械化采煤工作面、水采和煤层厚度小于 0.8 m 的保护层的采煤工作面,经抽放瓦斯(抽放率 25% 以上)和增加风量已达到最高允许风速后,其回风巷风流中瓦斯浓度仍不能降低到 1.0% 以下时,回风巷风流中瓦斯最高允许浓度为 1.5%,但应符合下列要求:

- (1) 工作面的风流控制必须可靠。
- (2) 必须保持通风巷的设计断面。

(3) 必须配有专职瓦斯检查工。

**第 137 条** 采煤工作面瓦斯涌出量大于或等于  $20 \text{ m}^3/\text{min}$ 、进回风巷道净断面  $8 \text{ m}^2$  以上,经抽放瓦斯(抽放率 25% 以上)和增大风量已达到最高允许风速后,其回风巷风流中瓦斯浓度仍不符合《煤矿安全规程》第 136 条的规定时,由企业主要负责人审批后,可采用专用排瓦斯巷,但该巷回风流中的瓦斯浓度不得超过 2.5%,并遵守下列规定:

(1) 工作面风流控制必须可靠。

(2) 专用排瓦斯巷内不得进行生产作业和设置电气设备;进行巷道维修工作时,瓦斯浓度必须低于 1.5%。

(3) 专用排瓦斯巷内风速不得低于  $0.5 \text{ m/s}$ 。

(4) 专用排瓦斯巷内必须用不燃性材料支护,并应有防止产生静电、摩擦和撞击火花的安全措施。

(5) 专用排瓦斯巷必须贯穿整个工作面推进长度且不得留有盲巷。

(6) 专用排瓦斯巷内必须安设甲烷传感器,甲烷传感器应悬挂在距专用排瓦斯巷回风口 15 m 处,当甲烷浓度达到 2.5% 时,能发出报警信号并切断工作面电源,工作面必须停止工作,进行处理。

(7) 煤层的自然倾向性为不易自燃。

**第 138 条** 采掘工作面及其他作业地点风流中瓦斯浓度达到 1.0% 时,必须停止用电钻打眼;爆破地点附近 20 m 以内风流中瓦斯浓度达到 1.0% 时,严禁爆破。

采掘工作面及其他作业地点风流中、电动机或其开关安设地点附近 20 m 以内风流中的瓦斯浓度达到 1.5% 时,必须停止工作,切断电源,撤出人员,进行处理。

采掘工作面及其他巷道内,体积大于  $0.5 \text{ m}^3$  的空间内积聚的瓦斯浓度达到 2.0% 时,附近 20 m 内必须停止工作,撤出人员,切断电源,进行处理。

对因瓦斯浓度超过规定被切断电源的电气设备,必须在瓦斯浓度降到 1.0% 以下时,方可通电开动。

**第 139 条** 采掘工作面风流中二氧化碳浓度达到 1.5% 时,必须停止工作,撤出人员,查明原因,制定措施,进行处理。

**第 140 条** 矿井必须从采掘生产管理上采取措施,防止瓦斯积聚;当发生瓦斯积聚时,必须及时处理。

矿井必须有因停电和检修主要通风机停止运转或通风系统遭到破坏以后恢复通风、排除瓦斯和送电的安全措施。恢复正常通风后,所有受到停风影响的地点,都必须经过通风、瓦斯检查人员检查,证实无危险后,方可恢复工作。所有安装电动机及其开关的地点附近 20 m 的巷道内,都必须检查瓦斯,只有瓦斯浓度符合本规程规定时,方可开启。

临时停工的地点,不得停风;否则必须切断电源,设置栅栏,揭示警标,禁止人员进入,并向矿调度室报告。停工区内瓦斯或二氧化碳浓度达到 3.0% 或其他有害气体浓度超过本规程第 100 条的规定不能立即处理时,必须在 24 h 内封闭完毕。

恢复已封闭的停工区或采掘工作接近这些地点时,必须事先排除其中积聚的瓦斯。排除瓦斯工作必须制定安全技术措施。

严禁在停风或瓦斯超限的区域内作业。

**第 141 条** 局部通风机因故停止运转,在恢复通风前,必须首先检查瓦斯,只有停风区

中最高瓦斯浓度不超过 1.0% 和最高二氧化碳浓度不超过 1.5%, 且符合《煤矿安全规程》第 129 条开启局部通风机的条件时, 方可人工开启局部通风机, 恢复正常通风。

停风区中瓦斯浓度超过 1.0% 或二氧化碳浓度超过 1.5%, 最高瓦斯浓度和二氧化碳浓度不超过 3.0% 时, 必须采取安全措施, 控制风流排放瓦斯。

停风区中瓦斯浓度或二氧化碳浓度超过 3.0% 时, 必须制订安全排瓦斯措施, 报矿技术负责人批准。

在排放瓦斯过程中, 排出的瓦斯与全风压风流混合处的瓦斯和二氧化碳浓度都不得超过 1.5%, 且采区回风系统内必须停电撤人, 其他地点的停电撤人范围应在措施中明确规定。只有恢复通风的巷道风流中瓦斯浓度不超过 1.0% 和二氧化碳浓度不超过 1.5% 时, 方可人工恢复局部通风机供风巷道内电气设备的供电和采区回风系统内的供电。

## 二、瓦斯检查制度

### 1. 对井下瓦斯检查有关的制度

矿井必须建立对瓦斯、二氧化碳和其他有害气体的检查制度, 并遵守下列规定:

(1) 矿长、矿技术负责人、爆破工、采掘区队长、通风区队长、工程技术人员、班长、流动电钳工下井时, 必须携带便携式甲烷检测仪。瓦斯检查工必须携带便携式光学甲烷检测仪。安全监测工必须携带便携式甲烷检测报警仪或便携式光学甲烷检测仪。

(2) 所有采掘工作面、硐室、使用中的机电设备的设置地点、有人员作业的地点都应纳入检查范围。

(3) 采掘工作面的瓦斯浓度检查次数要达到低瓦斯矿井中每班至少 2 次; 高瓦斯矿井中每班至少 3 次; 有煤(岩)与瓦斯突出危险的采掘工作面, 有瓦斯喷出危险的采掘工作面和瓦斯涌出量较大、变化异常的采掘工作面, 必须有专人经常检查, 并安设甲烷断电仪。

(4) 采掘工作面二氧化碳浓度应每班至少检查 2 次; 有煤(岩)与二氧化碳突出危险的采掘工作面, 二氧化碳涌出量较大、变化异常的采掘工作面, 必须有专人经常检查二氧化碳浓度。本班未进行工作的采掘工作面, 瓦斯和二氧化碳应每班至少检查 1 次; 可能涌出或积聚瓦斯或二氧化碳的硐室和巷道应每班至少检查 1 次。

(5) 瓦斯检查工必须执行瓦斯巡回检查制度和请示报告制度, 并认真填写瓦斯检查班报。每次检查结果必须记入瓦斯检查班报手册和检查地点的记录牌上, 并通知现场工作人员。瓦斯浓度超过《煤矿安全规程》有关条文的规定时, 瓦斯检查工有权责令现场人员停止工作, 并撤到安全地点。

(6) 在有自然发火危险的矿井, 必须定期检查一氧化碳浓度、气体温度等的变化情况。

(7) 井下停风地点栅栏外风流中的瓦斯浓度每天至少检查 1 次, 挡风墙外的瓦斯浓度每周至少检查 1 次。

(8) 通风值班人员必须审阅瓦斯班报, 掌握瓦斯变化情况, 发现问题, 及时处理, 并向矿调度室汇报。

通风瓦斯日报必须送矿长、矿技术负责人审阅, 一矿多井的矿必须同时送井长、井技术负责人审阅。对重大的通风、瓦斯问题, 应制定措施, 进行处理。

除以上规定之外, 在爆破工作中还必须坚持“一炮三检”、“三人连锁放炮制度”、“放炮停电撤人制度”和“现场交接班制度”; 瓦斯检查人员必须坚持瓦斯检查“三对口”原则。

### 2. 瓦斯检查员应遵守的安全操作规程



(1) 瓦斯检查员负责检查所管辖范围内的瓦斯浓度、温度及“一通三防”设施的运行情况;必须熟悉矿井通风系统和所管辖范围内的通风、瓦斯、防尘、防灭火设施;必须严格执行有关通风、瓦斯等的规定,会填写瓦斯检查记录手册、牌板及有关报表。

(2) 当井下局部地区瓦斯超限时,在浓度小于 3 % 时,能及时处理;发现“一通三防”中的隐患时,能立即采取措施,并应向通风调度汇报。

(3) 应严格执行现场交接班制度。

(4) 瓦斯检查员下井时,应携带光学甲烷检测仪、检查棍、胶皮管、温度计、记录表格。

(5) 在领取光学甲烷检测仪时,应检查药品、电路、气密性、条纹等是否符合要求。

(6) 使用光学甲烷检测仪检查甲烷和二氧化碳浓度的方法如下:

① 在与待测瓦斯地点的温度和压力相近的新鲜风流中将检测仪换气清洗瓦斯室,将微读数回零位,基线对零;

② 在检测地点挤压气球 5~7 次,观测调整检测仪,读出甲烷浓度;

③ 在检测地点检查二氧化碳浓度时,先按上述方法测出甲烷浓度;再将二氧化碳吸收管拔掉,用检查甲烷的方法测出混合气体浓度;混合气体浓度减去甲烷浓度再乘以 0.955 即得二氧化碳浓度。

④ 井下瓦斯及二氧化碳浓度的测定,应在所测地点的巷道风流中进行,测定瓦斯应在巷道风流上部,测定二氧化碳应在巷道风流下部。巷道风流是指距巷道顶、底板及两帮一定距离的巷道空间内的风流。

巷道风流范围的划定:有支架的巷道,距支架和巷道底板各为 50 mm 的巷道空间内的风流;无支架或用锚喷、砌碛支护的巷道,距巷道顶、帮、底各为 200 mm 的巷道空间内的风流。

(7) 需要测定瓦斯的地点如下:

① 采煤工作面需测定甲烷和二氧化碳的地点有:

A. 工作面进风流(指进风顺槽至工作面煤壁线以外的风流);

B. 工作面风流(指距煤壁、顶、底板各 200 mm 和以采空区切顶线为界的空间风流);

C. 上隅角(指采煤工作面回风侧最后一架棚落山侧 1 m 处);

D. 工作面回风流(指距采煤工作面 10 m 以外的回风顺槽内不与其他风流汇合的一段风流);

E. 尾巷(指高瓦斯矿井和煤与瓦斯突出矿井采煤工作面专用于排放瓦斯的巷道)栅栏处。

② 掘进工作面需测定甲烷及二氧化碳的地点有:

A. 掘进工作面风流(指风筒出口或入口前方到掘进工作面的一段风流);

B. 掘进工作面回风流;

C. 局部通风机前后各 10 m 以内的风流;

D. 局部高冒区域。

③ 矿井总回风或一翼回风流中的甲烷和二氧化碳的测定在各测风站内进行;

④ 采区回风流中的甲烷和二氧化碳的测定在该采区分区风流汇合后的测风站内进行;

⑤ 硐室的甲烷、二氧化碳及其他有害气体的测定在各硐室内进行;

⑥ 设置有电动机(如小绞车、水泵、采煤机、掘进机、移动变电站等)的采掘工作面进风流中的甲烷和二氧化碳的检查应在以电动机为中心的进、回风两端各 20 m 范围内的巷道内进行;

⑦ 放炮地点检查瓦斯的部位有:

A. 采煤工作面放炮地点的瓦斯检查应在沿工作面煤壁上下各 20 m 范围内的风流中进行;

B. 掘进工作面放炮地点的瓦斯检查应在该点向外 20 m 范围内的巷道风流中及本范围内局部瓦斯积聚处进行。

(8) 循环检查瓦斯的次数和顺序是:

① 瓦斯检查次数按上述有关规定执行;

② 循环检查瓦斯的顺序和有关规定如下:

A. 采煤工作面是从进风巷开始,经采煤工作面、上隅角、回风巷、尾巷栅栏处等为一次循环检查;

B. 双巷掘进工作面由一名瓦斯检查员检查时,一次循环检查瓦斯应从进风侧掘进面开始到回风侧掘进面;

C. 循环检查中,应在采掘工作面上、下次检查的间隔时间里确定无人工作区或其他检查点的检查时间;

D. 采掘工作面检查瓦斯的间隔时间要均匀,在正常情况下,每班检查 3 次的,其相隔时间不允许过大或过小,每班检查 2 次的,其相隔时间要求不允许半班内完成一班的检查次数。

(9) 每次检查瓦斯后,必须填写瓦斯记录手册、黑板牌,并随时向调度站汇报。

(10) 局部瓦斯积聚或临时停风的盲巷内积聚瓦斯时,在瓦斯浓度不超过 3% 的情况下,可按照制定的排放措施就地排放,但不准“一风吹”;当积聚的瓦斯浓度超过 3% 时,应报请矿技术负责人主持制定措施,并按措施规定进行排放。

(11) 瓦斯检查记录牌板的吊挂位置,对于采煤工作面应挂在进、回风巷顶板良好处,有尾巷的挂在栅栏处;对于临时停工的掘进工作面、已采区、火区密闭墙、盲巷、嗣室等应挂在顶板良好的栅栏处。

(12) 瓦斯检查牌板填写内容包括检查地点名称、甲烷及二氧化碳浓度、其他有害气体浓度、温度、检查日期、班次、时间、次数、瓦斯检查员姓名等。瓦斯检查记录牌板应随着检查点位置的变化而及时移动。

(13) 每班应对管辖范围内的传感器的数据进行校对和记录,对监测装置及电缆的外观进行检查,并将记录和检查结果报通风调度和监测值班员。

(14) 每个地区的瓦斯检查员和专职瓦斯检查员在发现本区域内“一通三防”方面中有异常情况时,应立即采取措施,并将情况向通风调度人员汇报。

(15) 高瓦斯及煤与瓦斯突出矿井中使用采煤机和掘进机的,采掘工作面的跟机瓦斯检查员必须坚守岗位。当采煤机、掘进机工作时,在以下地点检查瓦斯:

① 检查采煤机前后 20 m 内,距煤壁 300 mm、距顶板 200 mm 范围内的瓦斯,当局部积聚的瓦斯浓度达 2% 或采煤机前后 20 m 内风流中瓦斯浓度达 1.5% 时,应停止采煤机工作,切断工作面电源,立即进行处理;

② 利用检查棍、胶皮管检查采煤机滚筒之间、距煤壁 300 mm、距顶板 200 mm 范围内的瓦斯,当瓦斯浓度达 2% 时,应停止采煤机的工作,切断工作面电源,进行处理;凡不能处理的,应立即向通风调度汇报;

③ 对于使用掘进机的掘进工作面,当掘进机工作时,应检查掘进机的电动机附近 20 m 范围内及风筒出口至煤壁间风流中的瓦斯浓度。当瓦斯浓度达到 1.5% 或掘进工作面回风流中瓦斯浓度达到 1% 时,应停止掘进机工作,切断工作面电源,立即进行处理;处理不了的,应向通风调度汇报。

(16) 煤仓内的瓦斯检查及煤仓堵塞后的瓦斯检查与处理,应按矿技术负责人组织编制的措施进行。

(17) 高瓦斯矿井和煤与瓦斯突出矿井采掘工作面的专职瓦斯检查员应认真执行“一炮三检”制度,瓦斯检查员不在现场不准放炮。

(18) 对于高瓦斯矿井和煤与瓦斯突出矿井的采掘工作面,瓦斯检查员应定点检查瓦斯和其他有害气体及温度等。需进行定点检查的地点包括采煤工作面采空区边缘、工作面风流、工作面上隅角、工作面刮板输送机及机尾附近和底部、局部漏顶处、冒高处,掘进工作面迎头、巷道全长风流、局部冒高处、漏顶处、局部通风机附近等。发现超限应立即停止工作,切断电源,进行处理;不能处理的,应向通风调度人员汇报。

(19) 采煤工作面采空区需放炮放顶时,采空区瓦斯浓度的检查范围应按矿技术负责人组织编制的措施中的有关规定执行,当瓦斯浓度超限时,应立即停止放炮。

(20) 检查瓦斯时,应按照以下操作顺序进行,并注意自身安全

① 检查冒高地点、采煤工作面上隅角、采空区边缘的瓦斯时,要站在支护完好的地点,用小棍将胶管送到检测处,由低到高逐渐向上检查,检查人员的头部切忌超越检查的最大高度,以防缺氧而窒息;

② 检查废巷、盲巷和临时停风的掘进工作面及密闭墙外的瓦斯、二氧化碳及其他有害气体时,只准在栅栏处检查;必须进入盲洞内检查时,应由救护队员进行。

(21) 携带的瓦斯检查仪要妥善保护好,不准碰撞损坏、丢失及转借他人;出现故障不准擅自修理,应上井后交检修人员并指出存在的问题;瓦斯检查仪不得个人保存,上井后应交仪器房保管。

(22) 排放局部积聚的瓦斯之前,应按有关规定将本区域回风系统中的人员全部撤入进风流,切断电源。

## 思考题与习题

- 4-1 试述光学甲烷检测仪的构造、原理及使用方法。
- 4-2 简述载体热催化型甲烷检测报警仪的工作原理。
- 4-3 简述热导式甲烷检测仪的工作原理。
- 4-4 试述《煤矿安全规程》对煤矿井下各地点瓦斯浓度的规定及瓦斯检查制度的规定。

## 第五章 瓦斯喷出及其预防

矿井动力现象是矿井生产建设过程中有明显动力效应显现的现象。矿井瓦斯动力现象是矿井中有瓦斯参与且有动力效应显现的现象。瓦斯喷出是瓦斯动力现象的一种表现形式。国内外大多数研究者倾向于按动力现象的成因(能源)分类。

N.M 彼图霍夫于 1992 年提出的煤矿动力现象国际分类,把煤矿动力现象分为冲击地压、瓦斯突出、煤(岩)与瓦斯突出和矿山构造现象四大类,在每一类别中再划分出动力现象类型。如图 5-1 所示。

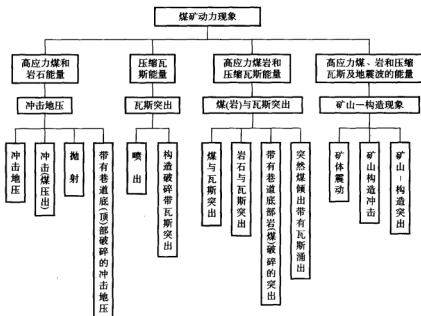


图 5-1 煤矿动力现象国际分类

根据我国实际情况,把矿井瓦斯动力现象分成煤的突然倾出、煤的突然压出、煤与瓦斯突出、岩石与瓦斯突出、瓦斯喷出五类。前四类总称为煤(岩)与瓦斯突出,简称为突出。

本章主要介绍瓦斯(二氧化碳)喷出的基本概念,喷出的原因、分类及规律,瓦斯喷出的防治技术。

## 第一节 瓦斯喷出的分类和规律

瓦斯(二氧化碳)喷出是指从煤或岩体裂缝、孔洞或炮眼中大量瓦斯(二氧化碳)异常涌出的现象。在 20 m 巷道范围内,瓦斯涌出量超过  $1.0 \text{ m}^3/\text{min}$ ,且持续时间在 8 h 以上时,该采掘区即定为瓦斯(二氧化碳)喷出危险区域。其特点是瓦斯在短时间内,从煤、岩层的某一特定地点突然涌向采掘空间,而且涌出的量可能很大。由于喷出的瓦斯在时间上的突然性和在空间上的集中性,可能使工作面或巷道风流中的瓦斯浓度突然增加,造成井下人员窒息;同时高浓度瓦斯在流动过程中遇到高温热源还可能发生爆炸,破坏通风系统、通风设施,造成风流紊乱或短时逆转,人员的伤亡等重大事故。因此,瓦斯喷出对煤矿安全生产造成的威胁极大。

### 一、瓦斯喷出实例及分类

#### 1. 瓦斯喷出实例

**实例一:**如图 5-2 所示。中梁山煤矿南井 +390 m 水平北茅口大巷,在掘到北一石门以北 56 m 时,放炮崩穿一大溶洞,发生一次大的瓦斯突然喷出。在崩穿溶洞的前几天,发现马牙状方解石结晶的空穴及裂缝,并有滴水、涌出大量瓦斯。放炮崩穿溶洞后发生一声轰鸣,造成压风管破裂,雾气弥漫,逆风流向外涌出,并充满整个回风系统的巷道。瓦斯流压力很大,能吹动石块。由于喷出瓦斯量过大,没能立即测定,2 h 后,总回风井的瓦斯含量仍高达 3.6%,相当于瓦斯涌出量  $486 \text{ m}^3/\text{min}$ ,大约两星期后,才恢复至原有的瓦斯涌出量,14 d 内共涌出瓦斯量 36 万  $\text{m}^3$ 。此处正处在背斜轴部区,距断层破碎带约 40 m。茅口灰岩位于煤层群的底板。

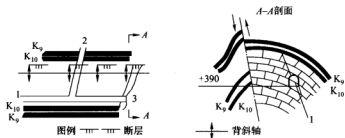


图 5-2 +390 m 水平北茅口大巷瓦斯喷出地点地质构造示意图

1—北茅口大巷;2—北一石门;3—瓦斯喷出裂缝

由实例和大量的研究表明:瓦斯喷出的原因是天然的或采掘形成的孔洞、裂隙内积存着大量的高压游离瓦斯,当采掘工作面接近或沟通这样的地区时,高压瓦斯就能沿裂隙突然喷出,如同喷泉一样。

#### 2. 瓦斯喷出的分类

##### 1) 按瓦斯喷出与开采的关系分类

(1) 第一类:瓦斯突然喷出与开采过程有关。在开采近距离上保护层时,可能发生与开采过程有关的瓦斯突然喷出。此时,采空区底板突然鼓起,并有瓦斯大量喷出。一次最大初

始瓦斯喷出量竟达  $500 \text{ m}^3/\text{min}$  以上。这类动力现象在南桐、松藻等地发生过多次,喷出地点大都与地质构造、被保护层的距离有密切联系。

(2) 第二类:瓦斯突然喷出与开采过程无关。当巷道揭穿充满高压瓦斯的溶洞、裂缝时,常发生这种喷出。在重庆地区中梁山煤矿、南桐煤矿、打通一矿、石壕煤矿等均有发生。

#### 2) 按瓦斯从裂缝喷出显现的原因分类

(1) 瓦斯沿原始地质构造洞缝喷出。这类喷出大多发生在地质破坏带(包括断层带)、石灰岩溶洞裂缝区、背斜或向斜轴部储瓦斯区以及其他储瓦斯构造附近有原始洞缝相通的区域。其瓦斯喷出的特点往往流量大,持续时间长,无明显的地压显现现象。喷出瓦斯的裂缝多属于开放性裂缝(张性或张扭性断裂),与储气层(煤层、砂岩层等)、溶洞或断层带相通。

(2) 瓦斯沿采掘地压形成的裂缝喷出。这类喷出也往往与地质构造有关,因为在各种地质构造应力破坏影响区内,原有处于封闭状态的构造裂隙,在采掘地压与瓦斯压力联合作用下很容易张开、扩展,成为瓦斯喷出的通路。若地压显现是突然发生,瓦斯喷出也必然是突然喷出,这就更增加了危险性。其瓦斯喷出的特点是,喷出濒临发生时伴随着地压显现效应,出现多种显现预兆,喷出持续的时间较短,其流量与卸压区面积、瓦斯压力和瓦斯含量大小等因素有关。地压显现时的卸压区,其裂隙由封闭型变为开放型,成为瓦斯喷出的通路,瓦斯源就是煤层卸压区内存储的瓦斯。

由此可以认为,在地质构造破坏地区瓦斯喷出的危险性更大。喷出瓦斯源是突然卸压煤层所含的高压瓦斯或溶洞中的高压游离瓦斯。

### 二、瓦斯喷出的规律

#### 1. 与地质变化有密切关系

瓦斯喷出的统计资料表明,瓦斯喷出常发生在地质构造、溶洞、裂隙的位置,此外与开采层与邻近层之间的岩石及厚度变化,邻近层瓦斯压力大小等密切相关。

#### 2. 喷出前一般有明显的预兆

瓦斯喷出前均有预兆。如地压活动显现加剧,支架来压破坏,煤层变软、湿润、瓦斯发出流动声响等。掘进工作面所发生的瓦斯喷出,都发生在距掘进工作面一定距离(如  $20 \text{ m} \sim 30 \text{ m}$ )的巷道内,表明瓦斯喷出是发生在一定卸压面积的条件下。影响这个面积值的因素有层间岩石力学性质、层间距大小、喷出源的瓦斯压力、地质构造破坏程度以及地应力大小等。

#### 3. 喷出后一般有明显的喷出口或裂缝

中梁山南矿所发生的瓦斯喷出,溶洞口有两条宽为  $10 \text{ mm} \sim 100 \text{ mm}$  的横向裂缝;南桐煤矿 0307 上段工作面发生瓦斯喷出后,一台阶底板全部鼓起,最大裂缝顺倾斜方向,宽度在  $100 \text{ mm}$  以上。

## 第二节 瓦斯喷出的防治

《煤矿安全规程》第 143 条规定,开采有瓦斯或二氧化碳喷出的煤(岩)层时,必须采取打前探钻孔或排放孔、加大喷出危险区域的风量、将喷出的瓦斯或二氧化碳直接引入回风巷或抽放瓦斯管路等措施。具体方法如下:

### 一、加强地质工作

施工前,一定要通过前探钻孔探明采掘区域与岩巷(井)前方的地质构造、溶洞、裂缝的位置分布以及瓦斯的储量和压力等。除查清地质构造外,还应掌握层间岩石性质与厚度的变化,邻近层的瓦斯压力和煤层瓦斯含量,地压的大小等,以便根据喷出的危险性制订预防措施。对前探钻孔的要求如下:

(1) 岩石井巷前方的煤层有通过围岩裂隙向井巷喷出大量瓦斯危险时,前探钻孔超前工作面的距离不小于 5 m,钻孔直径不小于 75 mm,钻孔数目不少于 3 个。钻孔布置如图 5-3 所示。

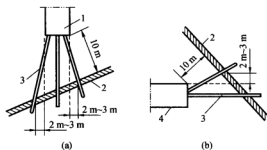


图 5-3 前探钻孔布置示意图

(a) 立井; (b) 平巷

1—立井井筒; 2—煤层; 3—前探钻孔; 4—平巷

(2) 在有瓦斯喷出危险的煤巷中掘进巷道时,可沿煤层边打超前钻孔边掘进,前探钻孔超前工作面的距离不小于 5 m,钻孔数目不少于 3 个。

(3) 在有瓦斯由岩石裂隙、溶洞或破坏带喷出危险的岩层中掘进巷道时,前探钻孔超前工作面的距离不小于 5 m,钻孔直径不小于 75 mm,钻孔数目不少于 3 个。

图 5-4 为中梁山煤矿在有瓦斯积存的石灰岩溶洞区掘进的前探钻孔的布置示意图。钻孔超前工作面至少 10 m,为便于排水,钻孔呈  $3^{\circ} \sim 5^{\circ}$  仰角。当钻孔遇到瓦斯喷出源时,便封孔抽放瓦斯。

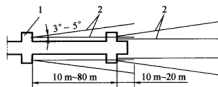


图 5-4 巷道侧前探钻孔布置示意图

1—钻场; 2—前探钻孔

### 二、排放瓦斯

当用通风方法不能使井巷的瓦斯浓度降到《煤矿安全规程》规定的浓度时,就要采用隔离气源、利用专门管路排出瓦斯的方法。

当喷出的瓦斯量小、裂缝不大时,可用罩子或其他设施(铁风筒、金属溜槽或 21 mm~31 mm 厚的铁板等)将喷出裂隙封盖好,并利用管路把瓦斯引排到回风巷或地面。如果面积大,可以安设数个引排罩。

设置引排罩时,先在喷出口周围挖出 300 mm~400 mm 的沟槽,然后用引排罩盖上,在罩子四周用混凝土或黄泥填实,利用管路借助瓦斯压力排出或在 6.665 kPa 负压下抽出,如图 5-5(a)所示。

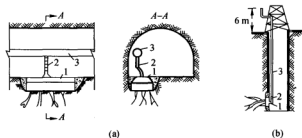


图 5-5 引排罩排放瓦斯示意图

1—引排瓦斯罩;2—软管;3—瓦斯管

不能使用引排罩时,可以打钻孔抽放,钻孔直径为 45 mm~110 mm。也可以先砌筑混凝土井壁或巷道壁,然后在壁外注水泥浆封固,同时壁后插管可将瓦斯引排到回风流或地面,如图 5-5(b)所示。

### 三、将瓦斯引至回风流

当瓦斯喷出十分强烈不能采用上述方法时,必须把喷出瓦斯巷道密闭。通过密闭墙把瓦斯抽出或引入回风巷。为了放水、抽瓦斯和取气样,在密闭墙上应安设三个直径为 35 mm 的插管:一个为抽放瓦斯管,最好安有孔板流量计(以便测定流量);一个是放水管,在密闭墙下部,为了水封,瓦斯墙外应做成 U 形;一个取样测温用,平时用木塞等封严。

### 四、封堵裂缝

当喷瓦斯的裂隙较小、瓦斯喷出量和压力不大、但范围较大时,用黄泥、水泥砂浆或其他材料等充填堵塞出口,阻止瓦斯喷出。井筒和巷道底板的小型瓦斯喷出,多采用这种防治措施。

如阳泉三矿立井井筒施工时,工作面岩层喷出瓦斯,当工作面水深 0.3 m 时,离水面 0.3 m~0.5 m 处的瓦斯浓度为 3%~4%。在工作面采用了覆盖黄泥夯实、加大风量、全断面一次爆破的措施,安全地通过了这一岩层。

### 五、加强通风与管理工作

(1) 加强职工安全教育,人人掌握瓦斯喷出预兆,熟悉避灾路线,配备隔绝式自救器,设置压风自救等设施。

(2) 搞好顶板管理,加强支架质量检查,必要时采取人工卸压措施,以防大面积突然卸压。

(3) 采用独立的通风系统,并适当加大工作面风量,加强瓦斯检查,掌握瓦斯涌出与抽放动态,以便预报瓦斯喷出,保证瓦斯不超限和不影响其他区域。



### 思考题与习题

- 5-1 什么叫瓦斯喷出?
- 5-2 分析可能发生瓦斯喷出的条件。
- 5-3 矿井瓦斯喷出的主要危害?
- 5-4 瓦斯喷出的规律有哪些?
- 5-5 防治瓦斯喷出的主要技术措施与内容?

## 第六章 煤(岩)与瓦斯突出及防治

煤(岩)与瓦斯突出是在地应力和瓦斯的共同作用下,破碎的煤、岩和瓦斯由煤体或岩体内突然向采掘空间抛出的异常的动力现象。包括煤的突然倾出、煤的突然压出、煤与瓦斯突出、岩石与瓦斯突出。突出的碎煤可以充填数百米长的巷道,突出的瓦斯与粉煤流有时带有暴风般的性质,瓦斯可以逆风流运行,充满数千米长的巷道。因此,煤(岩)与瓦斯突出是威胁煤矿安全生产的严重自然灾害之一。

本章主要介绍煤与瓦斯突出的机理、规律、分类;煤与瓦斯突出的预测方法;煤与瓦斯突出的防治技术;岩石与瓦斯突出的预测与防治措施等四方面的内容。

### 第一节 煤(岩)与瓦斯突出的规律及分类

《煤矿安全规程》规定,矿井在采掘过程中,只要发生过一次煤与瓦斯突出,该矿井即为突出矿井,发生突出的煤层即为突出煤层。突出矿井和突出煤层的确定,由煤矿企业提出报告,经国家煤矿安全监察局授权单位鉴定,报省(自治区、直辖市)负责煤炭行业管理部门审批,并报省级煤矿安全监察机构备案。

#### 一、煤(岩)与瓦斯突出的一般规律

大量突出资料的统计分析表明,煤与瓦斯突出具有一般的规律性。了解这些规律,对制定防治煤与瓦斯突出措施有一定的参考价值。我国煤与瓦斯突出具有以下基本规律。

##### 1. 突出发生在一定的采掘深度以后

对每个矿井、煤层都有一个发生突出的最小深度,当小于该深度时不发生突出,该深度简称为始突深度。不同的地方,煤层的始突深度差别很大,始突深度最浅的矿井是湖南白沙矿务局里王庙煤矿,仅 50 m。

##### 2. 突出危险性随采掘深度增加而增大

在始突深度以下,突出危险性随采掘深度增加而增大。其主要表现为,随着采掘深度的增加,突出次数和强度增加,原来不突出的煤层也发生了突出。

##### 3. 突出危险性随突出煤层厚度、特别是软分层厚度的增大而增大

突出煤层愈厚,特别是软分层厚度的增加,其危险性愈大,表现为突出次数多,强度大,始突深度浅。此外,突出煤层的倾角愈大,突出的危险性也愈大。

##### 4. 突出多发生在煤层巷道中,石门揭穿时突出煤层的强度最大

统计资料表明,煤层平巷突出次数最多,约占突出总数的 45% 左右,石门揭穿煤层的突出次数虽然不多,但其强度最大,平均强度 586.1 t,是总平均强度的 6.55 倍,且 80% 以上的特大型突出均发生在石门揭煤时。

### 5. 突出大多数发生在放炮和落煤工序

统计资料表明,大多数突出发生在爆破时,约占总数的 $2/3$ ,突出的平均强度最大。风镐落煤和手镐落煤时发生的突出,一般占突出总次数的 $12\% \sim 16\%$ ,南桐矿务局则占 $50\%$ 以上。近年来随着机械化采煤的发展,机组采煤时的突出已跃居第2位,统配煤矿共发生1 005次,占突出总数的 $16.4\%$ 。

放炮后立即发生的突出,称为延期突出。延期的时间由几分钟到十几分钟,它的危害特别大。

### 6. 突出前大多有预兆

突出虽是突然发生的,但在突出前大都有预兆出现,可能出现一种预兆,也可能同时出现几种预兆。常见的有声预兆有:煤体中出现闷雷声(放炮声)、劈啪声(枪声)、劈裂声、嘈杂声、沙沙声等;常见的无声预兆有:煤层层理紊乱、煤变软、光泽变暗、煤面轻微颤动、煤面外鼓、片帮、掉碴、煤面温度或气温降低,支架压力增加,瓦斯浓度增大或瓦斯涌出忽大忽小,打钻时顶钻、夹钻、钻孔喷孔等。掌握或熟悉本矿的突出预兆,对于及时撤出人员、减少伤亡有重大的意义。

### 7. 突出大多数发生在地质构造带

容易发生突出的地质构造带有下列八种类型:向斜轴部地带;帚状构造收敛端;煤层扭转区;煤层产状变化区;煤包及煤层厚度变化带;煤层分岔处;压性、压扭性断层地带;岩浆岩侵入带。

## 二、突出现象分类及基本特征

依照我国《防治煤与瓦斯突出细则》中的分类,根据突出的力学性质和显著特点不同,将突出现象分为四类:煤的突然倾出、煤的突然压出、煤与瓦斯突出、岩石与瓦斯突出。各类的基本特征如下:

### 1. 煤的突然倾出的基本特征

煤的突然倾出是煤矿中常见的动力现象,主要是由重力引起的,而瓦斯在一定程度上也参与了倾出过程。这是由于瓦斯的的存在进一步降低了煤的机械强度,瓦斯压力促进了重力作用的显现,由于这种关系,煤的突然倾出能引起或转化为煤与瓦斯突出。

煤的突然倾出的基本特征:

(1) 倾出的空洞呈孔大腔小,孔洞轴线沿煤层倾斜或铅垂(厚煤层)方向发展。倾出的空洞具有较规则的几何形状。如椭圆形、梨形、舌形等。在上山巷道,空洞常沿煤层倾斜延深,多为梨形;在平巷,空洞多分布在工作面上方及上隅角,多为椭圆形,一般空洞的上部呈自然拱的形状,空洞的中心线与水平面所成的夹角大于煤的自然安息角。

(2) 倾出的煤就地按自然安息角堆积,无分选现象。倾出的煤主要是碎煤,有时也能见到少量的煤粉。煤的抛出距离和堆积情况取决于煤量的多少、空洞的大小和倾角。煤的抛出距离一般不超过 $50\text{ m}$ ;倾出的煤的堆积坡面角,一般近于自然安息角,沿倾斜发生大强度倾出时,堆积坡面角可能小于自然安息角。

(3) 在多数情况下,无明显的动力效应。倾出的煤量由数吨到数百吨,但多数情况不超过 $100\text{ t}$ 。倾出有时可以推倒空车、折断木支架等。

(4) 巷道中的瓦斯或二氧化碳的涌出量明显增加。倾出时的瓦斯涌出量取决于煤层瓦斯含量、煤的破碎程度、倾出煤量等,每吨倾出煤的瓦斯涌出量少于或近于煤层瓦斯含

量。瓦斯流一般不逆风运行,在正常通风条件下,一般经 0.5 h~1 h 便能降至正常浓度。

(5) 倾出常发生在煤质松软的急倾斜煤层中。如在俄罗斯顿巴斯煤田的急倾斜煤层中,煤的突然倾出占突出总数的 50% 以上。

(6) 在倾出前经常出现的预兆是:煤硬度降低,煤开裂,工作面掉渣,支架压力增加等。有时煤体中也出现劈裂声、闷雷声等。

## 2. 煤的突然压出的基本特征

煤的突然压出是由构造应力或采掘形成的集中应力引起的,瓦斯只起次要作用,伴随着突然压出,回风流中瓦斯浓度增高。

按表现形式不同,煤的突然压出又可分为煤的突然移动和煤的突然挤出两类。

### 1) 煤的突然移动

煤的突然移动常见于煤巷掘进中,表现为煤体的整体移动,煤体虽保持某种程度的完整外形,而实际已被压坏并布满裂缝,甚至还有部分煤体被压碎成块状。有时也表现为巷道底板整体向上鼓起。它的主要特点是不抛出煤和不形成空洞。

煤的突然移动是构造应力的水平挤压作用造成的,其特征如下:

(1) 工作面煤体整体移动,或底板煤体向上鼓起 0.2 m~0.4 m,有时达 1 m,不形成空洞。

(2) 煤不抛出,无分选现象。

(3) 强度一般在 10 t~20 t 以下,个别达 50 t 以上。

(4) 瓦斯涌出量小于煤层瓦斯含量,通常不引起巷道瓦斯超限。

(5) 动力效应较小,支柱一般不被破坏,只是嵌入压出的煤体中,底板鼓起时,可把矿车、钻机抬起。

(6) 煤的突然移动的预兆是:支柱压力增加,掉煤渣,煤体内出现劈裂声、雷声等。

### 2) 煤的突然挤出

煤的突然挤出多发生在倾斜和缓倾斜煤层的采煤工作面,它是在构造应力大,煤层中有软分层、有平行工作面的解理裂缝,在直接顶板上有弹性岩石(砂岩、石灰岩)和放顶不好、悬顶过大等条件下,煤层受到采动应力作用使工作面边缘煤体被压碎而发生的,瓦斯随着煤的突然挤出而加剧涌出。其特征如下:

(1) 压出空洞沿弧形条带分布,中间最宽达 1 m~3 m,有时达 6 m;长度一般为 7 m~30 m,有时达 60 m。空洞分布在软分层中,空洞高度可达到软分层的全厚,并向上下两个方向逐渐减少,其剖面是唇形。

(2) 抛出的煤为小块及大块,煤粉很少,无分选现象。

(3) 压出的煤可抛出 1 m~3 m,个别情况下在 4 m 以上,堆积坡度比自然安息角小。

(4) 压出的煤量一般为数十吨,目前最大压出强度为 375 t。

(5) 压出后短时间内瓦斯浓度可达 10% 以上。但在正常通风条件下,很快能恢复正常。在大强度突然挤出时,大量瓦斯涌出可以延续较长时间,每吨挤出煤的瓦斯涌出量小于煤层瓦斯含量。

(6) 动力效应抛出的煤一般可将工作面支架打断、折断,在突然挤出和老顶冒落时,有时出现冲击气浪,有时还发生顶板裂开。

(7) 挤出前的预兆有:软煤层厚度增加,支架压力增加,工作面掉煤渣,煤体中出现劈裂声、闷雷声等。

### 3. 煤与瓦斯突出的基本特征

煤与瓦斯突出是在地应力、煤和瓦斯的共同参与下发生的,其特征如下:

(1) 突出空洞的形状为口小腹大的梨形或椭圆形,有时呈很复杂的奇异的外形。空洞中心线与水平面之夹角可以小于或大于自然安息角,但很少为水平方向的,空洞的位置大部分位于巷道上方及上隅角,但也有位于巷道下隅角的。

(2) 突出的煤向外抛出距离较远,具有分选现象。即在靠近突出空洞和巷道下部为块煤,其次为碎煤,离突出空洞较远处和煤堆上部是粉煤,有时粉煤能被抛出很远。

(3) 煤的抛出距离取决于突出强度,可以由数米到百米。突出的煤可以堆满全断面,造成巷道堵塞。煤的堆积坡度通常小于自然安息角。

(4) 抛出的煤破碎程度较高,含有大量的煤块和手捻无粒感的煤粉。煤与瓦斯突出的煤量,可以由数吨到上万吨。

(5) 有大量的瓦斯涌出,瓦斯涌出量远远超出突出煤的瓦斯含量。瓦斯突出时喷出的瓦斯量,取决于煤层瓦斯含量和突出的煤量等。特大型煤与瓦斯突出时,短时间能涌出数十万至数百万立方米的瓦斯,吨煤瓦斯涌出量高达  $100 \text{ m}^3 \sim 800 \text{ m}^3$ ,超过煤层瓦斯含量 5~30 倍。瓦斯一般顺风流运行,而在特大型煤与瓦斯突出时,瓦斯—粉煤流呈暴风形式,瓦斯可逆风流运行并充满数千米长的巷道。

例如,南桐矿务局直属一井 1406 采区大巷的特大型突出,涌出瓦斯 360 万  $\text{m}^3$ ,瓦斯逆风流经 1 612 m 长的巷道冲至进风副井井口。同时,沿回风道将地面主通风机两扇防爆门冲开(通风机仍运转),且使前来关闭防爆门的地面工人窒息。

(6) 煤与瓦斯突出有明显的动力效应。常表现为推翻矿车、搬动巨石、破坏支架、造成冲击气浪以及声响等。

(7) 突出前常有预兆。预兆可分为有声预兆和无声预兆。

### 4. 岩石与瓦斯突出的基本特征

岩石与瓦斯突出的基本特征详见本章第八节。

各类突出动力现象特征对比见表 6-1。

表 6-1 各类突出动力现象特征对比表

突出类型	成因	空洞特征			喷出煤特征				突出强度/t	喷出瓦斯		动力效应
		位置	形状	倾角	粒度	分选性	距离/m	堆积坡度		吨煤瓦斯量	运行方向	
煤的突然倾出	以煤的重力为主,瓦斯在一定程度上起作用	平巷上隅角;上山沿伸	较规则(椭圆形、梨形等)	大于自然安息角	碎煤,少量粉煤	无	一般在空洞下,小于 50 m	大于或等于自然安息角	数吨至数百吨,一般不大于 100 t	小于或近于瓦斯含量	顺流	不大,可折断支柱

续表 6-1

突出类型	成因	空洞特征			喷出煤特征				突出强度/t	喷出瓦斯		动力效应
		位置	形状	倾角	粒度	分选性	距离/m	堆积坡度		吨煤瓦斯量	运行方向	
煤的突然移动	由构造应力或采掘集中应力引起	掘进巷道前方	整体无空洞		大块	无	不抛出		多数为 10 t ~ 20 t, 个别为 50 t	小于瓦斯含量通常不超限	顺流	不大, 能折支柱
	突然挤出	采煤工作面前方弧形条带	长 7 m ~ 30 m, 最宽 1 m ~ 3 m		小块及大块	无	一般 1 m ~ 3 m	小于自然安息角	一般数十吨, 大者可达 300 t 以上	小于瓦斯含量, 短时间超限	顺流	
煤与瓦斯突出	发生在地应力和瓦斯共同参与下, 构造应力是发动的动力	各式各样, 大部分在上方及上隅角	中小腹大, 梨形、椭圆形	大于或小于自然安息角	碎煤、粉煤	有	数米至数百米, 粉煤可达千米以上	可堵塞全断面, 堆积坡度小于自然安息角	数吨至数千吨	为瓦斯含量的数倍至数百倍	一般顺流, 特大型突出逆流	很大, 可推翻矿车、支架
岩石与瓦斯突出	同上, 由放炮引起	巷道上方及上隅角	不规则椭圆及角锥形	几乎与巷道垂直	多数为粉状, 少数为块状	有	数米至数十米	同上	数吨至上千吨	远大于瓦斯含量	同上	

### 三、突出强度及分类

突出强度是指矿井发生突出时, 一次突出的煤量与瓦斯量。但由于突出的瓦斯量难于准确计算, 故一般以突出煤量作为突出强度的主要指标。按突出的强度, 将煤与瓦斯突出划分为四类:

- (1) 小型突出: 突出的煤量 < 100 t。
- (2) 中型突出: 突出的煤量在 100 t (含 100 t) ~ 500 t。
- (3) 大型突出: 突出的煤量在 500 t (含 500 t) ~ 1 000 t。
- (4) 特大型突出: 突出的煤量  $\geq 1 000$  t。

## 第二节 煤与瓦斯突出机理

煤与瓦斯突出机理, 是指煤与瓦斯突出发生的原因、条件及其发生、发展过程。关于突出机理, 迄今尚未得到根本解决, 大部分是根据现场统计资料及实验室研究提出的各种假说。

### 一、煤与瓦斯突出假说

煤与瓦斯突出假说主要包括瓦斯为主导作用的假说、地压为主导作用的假说、化学本质假说和综合作用假说。

综合作用假说:认为地应力、瓦斯及煤结构性能是导致煤与瓦斯突出的三个主要因素。国内外大多数学者拥护综合作用假说,其基本论点是:

(1) 煤与瓦斯突出是地应力、高压瓦斯及煤结构性能等三个因素作用的结果,除了地压和瓦斯压力外,在煤中不存在任何其他导致突出的能源;

(2) 地压破碎煤体是造成突出的首要因素,而瓦斯则起抛出煤体和搬运煤体的作用,从突出的总能量来看,瓦斯是完成突出的主要能源;

(3) 煤的强度是形成突出的重要参数,只有当煤的强度很低、煤与围岩摩擦力不大时,地压造成的变形能才能使煤体破碎。

### 二、煤与瓦斯突出发生的条件及发展过程

从以上假说可知,煤与瓦斯突出是在地应力、包含在煤中的瓦斯及煤结构力学性质综合作用下产生的动力现象。在突出过程中,地应力、瓦斯压力是发动与发展突出的动力,煤的结构及力学性质是阻碍突出发生的因素。因此,在研究突出发生条件及发展过程时,必须首先研究地应力、瓦斯与煤结构条件。

#### 1. 煤与瓦斯突出发生的条件

##### 1) 地应力条件

一般来说,地应力在突出中的作用有以下三个方面:

(1) 围岩或煤层的弹性变形潜能做功,使煤体产生突然破坏和位移;

(2) 地应力场对瓦斯压力场起控制作用,围岩中高的地应力决定了煤层的高瓦斯压力,从而促进了瓦斯压力梯度在破坏煤体中的作用;

(3) 煤层透气性也取决于地应力状态,当地应力增加时,煤层透气性按负指数规律降低。因此,围岩中增高的地应力,也决定了煤层的低透气性,使巷道前方的煤体不易排放瓦斯,而造成较高的瓦斯压力梯度。煤体一旦破坏,又有较高的瓦斯放散能力,这对突出是十分有利的。

从上述分析可以得出:

(1) 具有较高的地应力是发生煤与瓦斯突出的第一个必要条件。当应力状态突然改变时,围岩或煤层才能释放足够的弹性变形潜能,使煤体产生突然破坏而激发突出。

(2) 发生突出的充要条件是煤层具有较高的地应力和瓦斯压力,并且在接近工作面地带煤层的应力状态发生突然变化,从而使得潜能有可能突然释放。引起应力状态突然变化的主要原因有:巷道进入地质破坏区;石门揭开煤层时;工作面迅速推进时,如放炮、打钻等;巷道从硬煤带进入软煤带;煤层突然加载,如巷道顶板下沉等;煤层突然卸压,如悬臂梁的突然断裂;煤的冒落等。

##### 2) 瓦斯条件

以游离状态和吸附状态存在于煤裂隙和孔隙中的瓦斯,对煤体有以下三个方面的作用:

(1) 全面压缩煤的骨架,促使煤体中产生潜能;

(2) 吸附在煤微孔表面的瓦斯分子,对微孔起楔子作用,因而降低煤的强度;

(3) 具有很大的瓦斯压力梯度,从而造成作用于压力降低方向的力也大。

因此,无论游离瓦斯还是吸附瓦斯,都参与突出的发展。

突出时,依靠潜能的释放,使煤体破碎并发生移动,瓦斯的解吸使破碎和移动进一步加强。并由瓦斯流不断地把碎煤抛出,使突出空洞壁始终保持着一个较大的地应力梯度和瓦斯压力梯度,致使煤的破碎不断向深部发展。因此,突出过程的继续发展或终止,在某种程度上将决定于突出通道是否畅通,即碎煤被瓦斯搬走的程度。

煤与瓦斯突出发展的另一个充要条件是有足够的瓦斯流把碎煤抛出,并且突出孔道要畅通,以便在空洞壁形成较大的地应力梯度和瓦斯压力梯度,从而使煤的破碎向深部扩展。

### 3) 煤的结构和力学性质条件

一般来说,煤愈硬、裂隙愈小,所需的破坏功愈大,要求的地应力和瓦斯压力愈高;反之,亦然。因此,在地应力和瓦斯压力为一定值时,软煤分层容易被破坏,突出往往只沿软煤分层发展。尽管在软煤分层中,虽裂隙丛生,但裂隙的连通性差,因而煤体透气性差,易于在软煤分层引起大的瓦斯压力梯度,又促进了突出的发生。同时,根据断裂力学的观点,煤层中薄弱地点,如裂隙交汇处、裂隙端部等是最易引起应力集中,所以煤体的破坏将从这里开始,而后再沿整个软煤分层发展。

## 2. 突出的发展过程

煤与瓦斯突出的全过程,一般可划分成发动、发展和停止三个阶段。

### 1) 突出的发动阶段

由于外力作用下(如爆破、钻进等),使煤体应力状态突然改变,岩石和煤的弹性潜能迅速释放。这时,可先听到煤体或岩体中的破裂声,观察到煤层发生压缩变形,孔隙和裂隙中瓦斯压力急剧升高(可高达 10 MPa)。当瓦斯压力梯度及释放的岩石和煤的弹性潜能足够大时,即可破坏煤体,激发突出。当其释放的能量不足,或者煤较硬时,煤体只发生局部破坏,而不能破碎到突出的那种粉煤状态,突出就暂时不会发生,但煤体进入不稳定平衡状态。这时,外部表现为煤面外鼓、掉煤渣、煤挤出、支架压力增大、瓦斯忽大忽小、煤中出现劈裂声及闷雷声,即通常所说的突出预兆。此时如停止工作,减少外力对煤体的影响,或加固煤体等,则可使得突出危险程度减少或免于突出发生。相反,如有外力作用的促进,补给部分能量,则破坏煤体的不稳定平衡状态,即能激发突出。

### 2) 突出的发展阶段

依靠释放的弹性能和游离瓦斯的膨胀能使煤体破碎,并由瓦斯流把碎煤抛出。此时,可观察到煤体的膨胀变形以及瓦斯压力的降低,并由瓦斯流把碎煤抛出。随着碎煤被抛出,在突出空洞壁始终保持着一个较大的地应力梯度和瓦斯压力梯度,从而使煤的破碎过程由突出发动中心向周围发展。因此,煤与瓦斯突出得以发展的充要条件是:有足够的瓦斯流把碎煤抛出,保持孔道畅通,以便使空洞壁形成足够大的地应力梯度和瓦斯压力梯度,使煤的破碎不断向突出发动中心周围扩展。煤体的裂隙及弱面不但是应力集中的地点,也是易造成大的瓦斯压力梯度的地点。因此,突出最易沿着裂隙及弱面发展,并把裂隙及弱面两侧的煤体破碎和抛出。

随着煤的破碎和抛出,瓦斯压力降低,吸附瓦斯解吸,而大量解吸瓦斯的膨胀加剧了这一过程,又促进煤进一步破碎。如此反复进行,直到煤被破碎为粉煤并形成粉煤瓦斯流。这种粉煤瓦斯流具有很大的能量,可以把煤抛出数十至数百米,能逆风流运动或沿揭露的巷道运动,以致推翻矿车、钻机、搬运岩石等,造成一定的动力效应。



### 3) 突出停止阶段

当出现下列任一情况时,突出即告停止:

- (1) 激发突出的能量业已耗尽;
- (2) 继续放出的能量不足以粉碎煤;
- (3) 突出孔道受阻碍,不能继续在突出空洞壁建立大的地应力梯度和瓦斯压力等。

突出停止后,碎煤及粉煤沉降,其中的瓦斯继续解吸并涌向巷道。同时,由于煤的喷出,在煤体中形成某种特殊形状的空洞。空洞壁与洞口间的瓦斯压力梯度虽然不能把煤抛出,但可以使空洞周围参与突出的煤体继续破碎,加剧瓦斯放散,这就是突出以后相当长一段时间内还存在瓦斯大量涌出的原因。

突出过程中,煤体变形变化的延续时间为 $0.1\text{ s}\sim 64\text{ s}$ ,一般只有几秒。瓦斯压力延续时间一般只有 $2\text{ s}\sim 7\text{ s}$ 。因此,煤与瓦斯突出的全过程,一般只延续几十秒,少数达 $1\text{ min}\sim 2.5\text{ min}$ 。突出后,突出空洞周围的煤体由于受到残余弹性潜能及瓦斯膨胀能的作用,继续破坏并发生变形,使空洞压缩、体积变小,甚至堆满碎煤,直到空洞壁建立了新的应力平衡。

## 第三节 煤与瓦斯突出预测

《煤矿安全规程》第177条规定:在开采突出煤层时,必须采取突出危险性预测、防治突出措施、防治突出措施的效果检验、安全防护措施等综合防治突出措施。进行煤与瓦斯突出预测,不仅能指导防突措施的科学运用,减少防突措施工程量,且由于对工作面突出危险性进行不间断地检查,还能保证突出煤层作业人员的人身安全。因此,突出预测具有重大的实际意义。

### 一、煤与瓦斯突出预测分类和突出危险性划分

#### 1. 煤与瓦斯突出预测分类

我国突出预测分为区域性预测和工作面预测两类。

##### 1) 区域性预测

区域性预测是指确定井田、煤层和煤层区域的突出危险性。区域性预测的依据是查明突出区域性特征,即各区域的突出主要因素与突出危险性之间的联系。

##### 2) 工作面预测

工作面预测也称日常预测,其任务是确定工作面附近煤体的突出危险性。即该工作面继续向前推进时,有无突出危险。工作面预测是依据突出的三个主要因素在工作面前方的分布状态及其随工作面推进的变化。

#### 2. 突出危险性划分

(1) 根据地质勘探、新建矿井、矿井生产时期的预测结果,将煤层的突出危险性划分为突出煤层和非突出煤层两类。

(2) 根据突出煤层区域性预测结果,将突出危险性划分为突出危险区、突出威胁区和无突出危险区三个区:

① 突出危险区。在突出危险区内进行采掘作业时,必须采取综合防治突出措施。

② 突出威胁区。在突出威胁区,根据煤层突出危险程度,采掘工作面每推进 $30\text{ m}\sim 100\text{ m}$ ,应用工作面预测方法连续进行不少于2次的区域性预测验证,其中任何一次验证有突出危险时,该区域应划为突出危险区。

③ 无突出危险区。在无突出危险区内进行采掘作业时,可不采取防治突出措施。

(3) 根据采掘工作面预测的结果,将工作面突出危险性划分为突出危险工作面和无突出危险工作面两类。

① 突出危险工作面。当预测为突出危险工作面时,应采取防治突出措施,只有经措施效果检验证实措施有效后,方可在采取安全防护措施的情况下进行采掘作业。

② 无突出危险工作面。当预测为无突出危险工作面时,每预测循环应留有不少于2 m的预测超前距。在无突出危险工作面进行采掘时,可不采取防治突出措施,但必须采取安全防护措施。

## 二、煤与瓦斯突出区域性预测

区域性预测的方法主要有单项指标法、综合指标  $D$  与  $K$  法、分级预测法、小块段预测法、瓦斯地质统计法等,或其他经试验证实有效的方法预测其突出危险性。

### 1. 单项指标法

采用煤的结构破坏类型、煤的瓦斯放散初速度指标  $\Delta P$ 、煤的坚固性系数  $f$  值、煤层瓦斯压力  $p$  作为预测指标。各种指标的突出危险临界值应根据实测资料确定。无实测资料可参考表 6-2 所列数据。只有全部指标达到或超过其临界值时方可划为突出煤层。

表 6-2 预测突出危险性单项指标

煤层突出危险性	破坏类型	瓦斯放散初速度指标 $\Delta P$	煤的坚固性系数 $f$	煤层瓦斯压力 $p/\text{MPa}$
突出危险	Ⅲ、Ⅳ、Ⅴ	$\geq 10$	$\leq 0.5$	$\geq 0.74$
无突出危险	I、II	$< 10$	$> 0.5$	$< 0.74$

### 2. 综合指标 $D$ 与 $K$ 法

煤炭科学研究总院抚顺分院对北票矿务局、红卫矿等 10 多个矿井生产水平突出层中的突出危险区进行研究,提出用综合指标  $D$  和  $K$  来预测煤层的突出危险性,其临界值参照表 6-3 所列数值。

表 6-3 判断突出危险性的综合指标临界值

煤层突出危险性综合指标		突出危险性	备 注
$D$	$K$		
$< 0.25$		突出威胁区域	地质勘探和新井建设时期预测煤层突出危险时,突出威胁区域即为无突出危险煤层。
$\geq 0.25$	$< 15$		
$\geq 0.25$	$\geq 15$	突出危险区域	

表中  $D$  和  $K$  的计算方法如下:

$$D = (0.0075H/f - 3)(p - 0.74) \quad (6-1)$$

式中  $D$ ——综合指标之一;

$H$ ——煤层开采深度, m;

$p$ ——煤层瓦斯压力, MPa;

$f$ ——煤层软分层的平均坚固性系数,如打钻所取煤样的粒度达不到测试  $f$  值所要求的粒度标准(10 mm~15 mm)时,可取粒度为 1 mm~3 mm 粒度煤样进行  $f$  值测定。

所得结果按下式进行换算:

$$\text{当 } f_{1-3} \leq 0.25 \text{ 时, 则 } f = f_{1-3} \quad (6-2)$$

$$\text{当 } f_{1-3} > 0.25 \text{ 时, 则 } f = 1.57 f_{1-3} - 0.14 \quad (6-3)$$

$$K = \Delta P / f \quad (6-4)$$

式中  $f_{1-3}$ ——用粒度为 1 mm~3 mm 煤样测出的  $f$  值;

$K$ ——综合指标之二;

$\Delta P$ ——煤层中软分层的瓦斯放散初速度指标, L/min。

只有  $D$ 、 $K$  同时满足突出危险临界值时, 才能确定该区域为突出危险区域。

采用综合指标法对煤层进行区域预测时, 应符合下列要求:

(1) 在岩石工作面突出煤层至少打 2 个测压钻孔, 测定煤层瓦斯压力;

(2) 在打测压孔的过程中, 每米钻孔采取 1 个煤样, 测定煤的坚固性系数;

(3) 将 2 个测压孔所得的坚固性系数最小值加以平均, 作为煤层中软分层的平均坚固性系数;

(4) 将坚固性系数最小的 2 个煤样混合后, 测定煤的瓦斯放散初速度值。

### 3. 瓦期地质统计法

该法的实质是根据已开采区域突出点分布与地质构造(包括褶曲、断层、煤层赋存条件变化、火成岩侵入等)的关系, 然后结合未采区的地质构造条件来大致预测突出可能发生的范围。它是一种利用瓦斯地质资料进行的一种类比推断法。

### 三、煤与瓦斯突出的工作面预测

工作面突出危险性预测的方法较多, 如综合指标法、钻屑指标法、钻屑瓦斯解吸指标法、钻孔瓦斯涌出初速度法、钻孔瓦斯初速度结合瓦斯涌出衰减系数、 $V_{30}$  特征值等。各种预测方法都是在大量实测数据的基础上研究出来的, 应用时应根据矿井的地质、开采技术条件及突出的规律等具体情况, 选择适用的方法与指标临界值, 并不断研究出新的预测方法以促进预测工作更加完善和准确。

#### (一) 石门揭煤工作面突出危险性预测

##### 1. 综合指标法

采用该法时, 由石门向煤层至少打 2 个测压孔, 测定煤层瓦斯压力  $p$ , 并在打钻过程中采样, 测定煤的坚固性系数  $f$  和瓦斯放散初速度  $\Delta P$ , 按下列综合指标进行预测。

##### 1) 综合指标 $\Pi_0$

$$\Pi_0 = 10 p_{\max} - 14 f_{\min}^2 \quad (6-5)$$

式中  $p_{\max}$ ——该深度煤层最大瓦斯压力, MPa;

$f_{\min}$ ——煤层软分层的坚固性系数的最小值。

该综合指标是用于原苏联库兹巴斯煤田, 当  $\Pi_0 \geq 0$  时, 揭开处认为是危险的。

##### 2) 综合指标 $D$ 与 $K$

用式(6-1)及式(6-4)求出综合指标  $D$  与  $K$ , 最后按表 6-3 确定揭煤的突出危险性。

##### 2. 钻屑瓦斯解吸指标法

采用该法时, 当石门工作面距煤层最小垂距 3 m~5 m 时, 至少向煤层打 2 个直径 50 mm~75 mm 的预测钻孔, 用 1 mm~3 mm 的筛子筛分钻屑, 测定其瓦斯解吸指标( $\Delta h_2$  或  $K_1$ )。

## 1) 钻屑瓦斯解吸指标的临界值

钻屑瓦斯解吸指标的临界值应根据现场实测数据确定。若无实测数据,可按表 6-4 确定石门揭煤的突出危险性。

表 6-4 钻屑瓦斯解吸指标临界值

煤 样	$\Delta h_2/Pa$	$K_1/(mL/g \cdot min^{1/2})$	突出危险性
干煤	$\geq 200$	$\geq 0.5$	有突出危险
湿煤	$\geq 160$	$\geq 0.4$	
干煤	$< 200$	$< 0.5$	无突出危险
湿煤	$< 160$	$< 0.4$	

## 2) 测定仪表

用 WTC 瓦斯突出参数仪(ATY 改进型)测量钻屑瓦斯解吸指标  $K_1$ 、钻屑温度差  $\Delta T$ 、钻屑及孔底煤壁温度  $T$ 、工作面放炮后 30 min 内吨煤瓦斯涌出指标  $V_{30}$  及瓦斯涌出特征指标  $K_C$  等突出危险性预测指标,并能测量工作面风流中 8 h 内的瓦斯浓度、环境温度等。用 MD-2 型钻屑瓦斯解吸仪测  $\Delta h_2$ 。

## 3. 钻孔瓦斯初速度结合瓦斯涌出衰减系数

## 1) 工艺

当石门距煤层 3 m 以外时,至少打 2 个直径 50 mm 穿透煤层全厚的预测钻孔,预测钻孔见煤点应在石门周界外 1.5 m 处,然后用充气式胶囊封孔器封孔,胶囊前端部应刚好处在钻孔见煤点处,贯穿煤层全厚的这段钻孔即为测量室。对于复合煤层,当煤层间岩层厚度超过 1 m 时,对每层分别进行预测,当煤层间岩层厚度少于 1 m 时,预测全部分层。

封孔应在打钻结束后马上进行,充气压力为 0.5 MPa,从打钻结束到开始测量的时间不应超过 5 min。封孔后先测第 1 min 的瓦斯涌出初速度  $g_H$ ,第 2 min 测定解吸瓦斯压力  $p_d$ ,如果  $g_H$  值超过预定的工作指标,还需测定第 5 min 的钻孔涌出速度  $g_5$ ,以便算出瓦斯涌出衰减系数  $\alpha$ 。

## 2) 临界值

临界值应根据现场实测数据确定。如无实测数据,可按表 6-5 及表 6-6 确定突出危险性。

表 6-5 正常带石门揭突出危险煤的临界值

$g_H/(L/min \cdot m)$	$p_d/MPa$	$\alpha = g_5/g_H$	突出危险性
$< 5$	$< 0.07$		无危险
$20 > g_H \geq 5$	$\geq 0.07$	$> 0.75$	无危险
$20 > g_H \geq 5$	$\geq 0.07$	$\leq 0.75$	有危险
$\geq 20$	$\geq 0.25$		有危险

表 6-6 地质构造带石门揭突出危险煤的临界值

$g_H/(L/min \cdot m)$	$p_d/MPa$	$\alpha = g_5/g_H$	突出危险性
$< 2$	$< 0.03$		无危险
$\geq 2$	$\geq 0.03$		有危险

## 3) 测定仪表及装置

ZJ-3 型充气式胶囊封孔器结构如图 6-1 所示。通过气泵向胶囊充气,使之产生径向膨胀,使胶囊紧贴孔壁达到封孔目的。

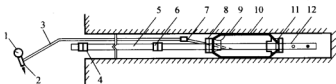


图 6-1 ZJ-3 型充气式胶囊封孔器

1—压力表;2—逆止阀;3—充气软管;4、6—快速接头;

5—测量管;7—钢管;8—螺帽;9—卡头;10—胶囊;11—卡套;12—进气管

TWY 突出预报仪是一种能测量钻孔瓦斯涌出初速度、钻孔瓦斯涌出量、钻孔瓦斯涌出衰减系数  $\alpha$  及解吸瓦斯压力  $p_d$  的仪器,配合 ZJ-3 及 ZJ-2 型封孔器可用于石门揭煤及煤巷工作面的日常预测,具有快速、准确、智能化的特点。仪器有数据测量、处理、存储、显示功能。TWY 突出预报仪由传感器、主机系统、单片机处理系统、显示器、键盘、电源等部分组成。主机、单片机系统原理框图如图 6-2 所示。

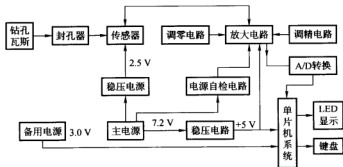


图 6-2 TWY 突出预报仪主机、单片机系统原理框图

## (二) 煤巷掘进工作面突出危险性预测

## 1. 钻孔瓦斯涌出初速度法

## 1) 工艺与要求

用该法进行煤巷突出危险性预测时,应在距巷道两帮 0.5 m 处,各打 1 个平行于巷道掘进方向、直径 42 mm、深 6 m~10 m 的钻孔。用充气式胶囊封孔器封孔,封孔后测量室长度为 0.5 m。用 TWY 型突出危险预报仪式或其他型号的瞬时流量计测定钻孔瓦斯涌出初速度  $q$ ,从打钻结束到开始测量的时间不应超过 2 min。

## 2) 临界值

突出危险临界值应根据现场实测数据确定。如无实测值,可按表 6-7 确定突出危险性。

表 6-7 煤巷钻孔瓦斯涌出初速临界值

煤样的分析 $V_{\text{ad}}/\%$	5~15	15~20	20~30	>30
瓦斯涌出初速度 $q_{\text{H}}/$ (L/min)	5.0	4.5	4.0	4.5

当实测值  $v \geq v_{\text{H}}$  时,为突出危险工作面;当实测值  $v < v_{\text{H}}$  时,为无突出危险工作面。

## 2. 钻屑指标法

采用该法预测时,在倾斜和急倾斜煤层的工作面打 2 个或在缓倾斜煤层工作面打 3 个直径 42 mm、长 6 m~10 m 钻孔。钻孔每打 1 m 测定钻屑量一次,每打 2 m 测一次钻屑解吸指标。根据每个钻孔沿孔深每米的最大钻屑量  $S_{\text{max}}$  和钻屑解吸指标  $K_1$  或  $\Delta h_2$  预测工作面突出危险性。各项指标的危险临界值,应根据现场实测资料确定,如无实测资料,按表 6-8 确定突出危险性。

表 6-8 煤巷钻屑指标法临界值

最大钻屑量/(kg/m)	$S_{\text{max}}/(\text{L}/\text{m})$	$K_1/(\text{mL}/(\text{g} \cdot \text{min}^{1/2}))$	$\Delta h_2/\text{Pa}$	突出危险性
$\geq 6$	$\geq 5.4$	$\geq 0.5$	$\geq 200$	有突出危险
$< 6$	$< 5.4$	$< 0.5$	$< 200$	无突出危险

## 3. 钻孔瓦斯涌出初速度结合钻屑量综合指标法( $R$ 值指标法)

采用该法预测时,要求在工作面打 2 个直径 42 mm、深 5.5 m~6.5 m 钻孔。钻孔应打在软分层中,一个钻孔位于巷道工作面中部,并平行于掘进方向,另一钻孔的终孔点应位于巷道轮廓线外 1.5 m 处。

钻孔每打 1 m 测定一次钻孔瓦斯涌出初速度和钻屑量。测量钻孔瓦斯涌出初速度时,测量室长度为 1 m。钻进每米钻孔的时间不应超过 2 min,且测量瓦斯涌出初速度应在每米钻孔打完后 2 min 内进行。

根据沿孔深测出的最大瓦斯涌出初速度和最大钻屑量,计算综合指标  $R$  值。即

$$R = (S_{\text{max}} - 1.8)(q_{\text{max}} - 4) \quad (6-6)$$

式中  $S_{\text{max}}$ ——每个钻孔沿孔深最大钻屑量, L/m;

$q_{\text{max}}$ ——每个钻孔沿孔深最大瓦斯涌出初速度, L/min。

临界值  $R_{\text{M}}$  应根据实测资料确定,无实测资料时,取  $R_{\text{M}} = 6$ 。当实测值  $R \geq R_{\text{M}}$  时,预测为有突出危险工作面;  $R < R_{\text{M}}$  时,预测为无突出危险工作面。

## 4. $V_{30}$ 特征值

在打眼放炮掘进煤巷时,采用  $V_{30}$  值预测。 $V_{30}$  值是放炮前后 30 min 内的瓦斯涌出量 ( $\text{m}^3$ ) 与崩落煤量 ( $t$ ) 的比值,单位为  $\text{m}^3/t$ 。

对不同煤层的  $V_{30}$  值统计分析表明:

(1) 在无瓦斯突出危险的煤层,这些值的分布非常接近于正态分布,中值位于可解吸瓦斯含量的 10%~17% 附近;

(2)  $V_{30}$  值达到可解吸瓦斯含量的 40%,就有瓦斯突出的嫌疑;

(3)  $V_{30}$  值达到可解吸瓦斯含量的 60%,就存在瓦斯突出危险。

采用计算机求  $V_{30}$  值,爆破后风流中瓦斯浓度曲线的下降段可用幂函数描述,如图 6-3

所示。根据放炮后前 10 min 的瓦斯浓度、风量及崩落煤量,即可算出  $V_{30}$  值,偏差不超过 10%。

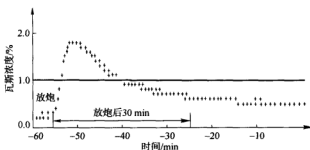


图 6-3 煤巷爆破后风流中瓦斯浓度曲线

### 5. 钻粉瓦斯流量法

钻粉瓦斯流量法能反映出工作面前方的地应力、瓦斯压力和煤的结构性能等综合作用,既可以作为突出预测,又可以检测防突措施的效果。

#### 1) 工艺

(1) 在倾斜或急倾斜煤层的煤巷掘进工作面打 2 个或在缓倾斜煤层的煤巷掘进工作面打 3 个直径 42 mm、深 5.5 m~6.5 m 的钻孔。钻孔应布置在软分层中,一个钻孔位于巷道工作面的中部,并平等于掘进方向,其他钻孔的终点应位于巷道轮廓线外 1.5 m 处。

(2) 钻孔每打 1 m,测定钻屑量的体积和钻孔瓦斯涌出初速度。测定涌出瓦斯初速度时,测量室长度为 1 m。

#### 2) 计算指标 $R_1$ 、 $R_2$

根据最大钻屑量和最大钻孔瓦斯涌出初速度,按下列公式分别计算  $R_1$ 、 $R_2$ 。即

$$R_1 = (S_{\max} - 1.8)(q_{\max} - 4) \quad (6-7)$$

$$R_2 = S_{\max} + 4.5q_{\max} \quad (6-8)$$

式中  $S_{\max}$ ——每个钻孔沿孔深最大钻屑量, L/m;

$q_{\max}$ ——每个钻孔沿孔深最大瓦斯涌出初速度, L/min。

#### 3) 指标值

根据计算结果,参考表 6-9 的数值作为突出预测指标。

表 6-9 突出预测指标

突出危险性	$R_1$	$R_2$	备 注
有危险	$\geq 6$	$\geq 30$	可使用两个指标中 任何一个判断危险性
无危险	$< 6$	$< 30$	

### (三) 采煤工作面突出危险性预测

采煤工作面突出危险性预测,可使用煤巷掘进工作面突出危险性预测的方法,如钻屑瓦斯解吸指标法、综合指标法、钻孔瓦斯涌出初速度法等,或其他经试验证实有效的方法预测其突出危险性。根据采煤工作面横向突出危险性的差异,每隔 2 m~15 m 布置 1 个预测钻

孔,孔深 5 m~12 m,超前距离 3 m~5 m,孔径 42 mm~87 mm。具体参数均通过科研考察确定。

## 第四节 煤与瓦斯突出的综合防治

煤与瓦斯突出综合防治的主要任务有两个方面:一是防止突出发生,或减小突出的频率和强度;二是避免突出造成人身伤亡事故。

从防治突出措施的发展来看,可概括为三个发展阶段:

第一个阶段为以安全防护措施为主的阶段,其主要措施是震动性放炮。在人员远离工作面的条件下,放震动炮诱导突出,以保证人身安全。在 20 世纪 50 年代以前,世界各国广泛应用这一措施。

第二阶段为普遍采用防止突出技术措施的阶段,即在石门揭开突出煤层,以及在突出煤层的采掘工作面,普遍采用防突措施,如开采保护层、超前钻孔、松动爆破等。该阶段大致从 20 世纪 50 年代开始,除采用防突措施外,仍辅助采用安全防护措施。

第三阶段为综合措施阶段,其主要特点是在综合措施中加入了突出危险性预测和防突措施效果检验两个环节,使防突工作更加有的放矢,措施的防突效果进一步提高。

### 一、综合防治总则

按我国《防治煤与瓦斯突出细则》要求,在开采突出煤层时,必须采用综合措施,即“四位一体”防突综合措施。具体包括:突出危险性预测;防治突出措施;防治突出措施的效果检验;安全防护措施。“四位一体”防突综合措施的执行系统如图 6-4 所示。

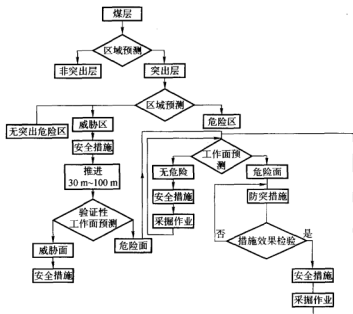


图 6-4 防突综合措施实施系统图



执行“四位一体”防突综合措施的主要优点:

(1) 使防突措施更有针对性。仅仅在突出煤层突出危险区中的突出危险工作面,才采取防突措施,克服了防突措施应用的盲目性。

(2) 提高措施的防突有效性。在防突措施执行后,要进行措施效果检验,检验结果如无效,则采取补充防突措施,直至有效为止,这就大大提高了防突措施的可靠性。

(3) 提高突出矿井的经济效益。由于在突出威胁区不采用防突措施,在无突出危险工作面用较简单易行的工作面突出危险性预测代替了大量消耗人力、财力的局部防突措施,这就节省了大量的防突措施费用。采用防突综合措施可提高突出煤层采掘速度,提高煤的生产量,能显著提高突出矿井的经济效益。

## 二、防止突出措施分类

### (一) 制定防突措施的基本原则

基于对突出的认识,制定防治突出措施,可归结为以下五个基本原则:

(1) 卸除煤体集中压力。部分卸除煤层区域或采掘工作面前方煤体的应力,使煤体卸压并将集中应力区推移至煤体深部。

(2) 排放瓦斯。部分排放煤层区域或采掘工作面前方煤体中的瓦斯,降低瓦斯压力,减少工作面前方煤体中的瓦斯压力梯度。

(3) 提高煤体的稳定性。增大工作面附近煤体的承载能力,提高煤体稳定性。如金属骨架、超前支护和注浆加固煤体等。

(4) 改变煤体的性质。改变煤体的性质,使其不易发生突出。如煤层注水湿润后,煤体弹性减小,塑性增大,煤的放散瓦斯初速度降低,使突出不易发生。

(5) 选择合理的采掘工艺。改进采掘工艺条件,使采掘工作面前方煤体应力和瓦斯压力状态平缓变化,达到工作面本身自我卸压和排放瓦斯。如水平分层开采、刨煤机和浅截深机组采煤、间歇作业等。

### (二) 防止突出措施分类

防止突出措施一般分为两类:

第一类:区域性防突措施。区域防突措施的目的是消除煤层某一较大区域的突出危险性。属于该类措施的有开采保护层、大面积预抽煤层瓦斯和煤层注水等措施。

第二类:局部防突措施。根据局部防突措施的应用巷道类别,可将局部措施分为石门揭煤措施、煤巷掘进工作面措施和采煤工作面措施等。属于该类措施的有超前钻孔、松动爆破、水力冲孔、金属骨架等。

如图 6-5 所示是防突措施分类系统图。该图中包括了国内外煤矿中应用的主要防突措施。

### 三、防止突出措施有效性的检验

任何措施只在一定的矿山地质条件下是有效的,当条件变化时,如遇见构造破坏等就可能无效。在大多数情况下破坏不能事先预测出来,只有在突出后才被发现。此外,各种措施参数都是根据一定的地质、开采条件决定,当条件改变而措施参数未相应改变时,同样会影响措施实施的有效性。因此,必须对所运用的防突措施的有效性进行不断检验,以便事先就能确定参数并及时采取补救措施。检验防突措施效果,首先应检验工作面前方煤体的应力或瓦斯状态的改变程度,以判断是否已消除了突出危险。因此,原则上所有突出预测方法

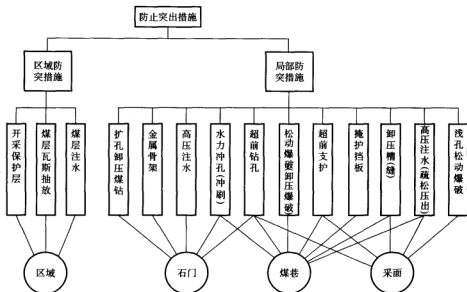


图 6-5 防突措施分类系统图

都适用于防突措施效果的检验。

《煤矿安全规程》对防治突出措施效果的检验做了如下规定：

(1) 对采掘工作面实施防治突出措施后，应按工作面预测方法进行措施效果检验。措施效果检验指标都在该煤层突出危险临界值以下的，认为措施有效。

(2) 开采保护层防治突出时，保护层的开采厚度等于或小于 0.5 m、上保护层与突出煤层间距大于 50 m 或下保护层与突出煤层间距大于 80 m 时，必须对保护层的保护效果进行检验。

(3) 采用预抽煤层瓦斯防治突出时，预抽煤层瓦斯后，必须对预抽瓦斯防治突出效果进行检验，其有效性指标应根据矿井实测资料确定。如无实测数据，可依据下列指标之一确定：

- ① 预抽煤层瓦斯后，突出煤层的残存瓦斯含量小于该煤层始突深度的原始瓦斯含量。
- ② 煤层瓦斯预抽率大于 30%。

采用煤层瓦斯预抽率作为有效性指标的突出煤层，在进行采掘作业时，必须采用工作面预测方法对预抽效果进行经常复验。

(4) 掘进工作面防治突出措施效果检验有效时，允许的进尺量必须同时保证在巷道轴线方向留有不少于 5 m 的措施孔超前距和不少于 2 m 的检验孔超前距。

采煤工作面防治突出措施效果检验有效时，允许的推进进度必须同时满足留有不少于 3 m 的措施孔超前距和不少于 2 m 的检验孔超前距。

当防突措施无效时，不论措施孔还留有多少超前距，都必须采取防治突出的补充措施，只有经措施效果检验有效后，方可在采取安全防护措施的前提下进行采掘作业。

## 第五节 区域性防突出措施

在区域性防突出措施中,开采保护层是预防突出最有效、最经济的措施。我国绝大多数突出矿井都采用此法来解决突出危险煤层的开采问题。

### 一、开采保护层

#### (一) 保护层的分类

保护层是为消除或削弱相邻煤层的突出或冲击地压危险而先开采的煤层或矿层。后开采的煤层或矿层称为被保护层。

##### 1. 按保护层与被保护层的位置分类

保护层位于被保护层上方的叫做上保护层;保护层位于被保护层下方的叫做下保护层。

##### 2. 按保护与被保护层的距离分类

根据保护层与突出层之间的垂直距离( $h$ )不同,可分为近距离保护层、中距离保护层和远距离保护层。

近距离保护层:  $h \leq 10$  m;

中距离保护层:  $10 \text{ m} < h < 50$  m;

远距离保护层:  $h \geq 50$  m。

在选择保护层时,应遵守的原则是:优先选择无突出危险的煤层作为保护层,矿井中所有煤层都有突出危险时,应选择突出危险程度较小的煤层作保护层;应优先选择上保护层,选择下保护层时不得破坏被保护层的开采条件。

开采下保护层时,上部被保护层不致破坏的最小层间距离可用式(6-9)、式(6-10)确定。

$$\text{当 } \alpha \leq 60^\circ \text{ 时, 则 } h_{\min} \geq KM \cos \alpha \quad (6-9)$$

$$\text{当 } \alpha > 60^\circ \text{ 时, 则 } h_{\min} \geq KM \cos(\alpha/2) \quad (6-10)$$

式中  $h_{\min}$ ——允许采用的最小层间距离, m;

$M$ ——保护层开采厚度, m;

$\alpha$ ——煤层倾角, ( $^\circ$ );

$K$ ——取决于煤层厚度和顶板管理方法的系数。

采用充填法管理顶板时,  $K=4$ ; 采用全部冒落法开采薄和中厚煤层时,  $K=6$ ; 用掩护支架开采厚煤层, 全部冒落法且从上水平大量掉落岩石时,  $K=8$ ; 用走向长壁开采厚煤层, 或用掩护支架开采厚煤层, 顶板冒落、而上水平岩石掉落受到阻碍时,  $K=10$ 。

#### (二) 保护层采动作用基本规律

保护层采动作用是开采保护层后, 在地层中形成一定的采空空间, 周围的岩层和煤层便向已形成的采空空间移动和变形, 从而引起地层应力重新分布, 并在采空区上方形成自然冒落拱, 使压力传递给采空区以外的岩层。由此增加了煤、岩体的渗透能力和透气性, 提高了瓦斯的解吸能力与排放强度。

##### 1. 沿煤层走向方向

在保护层采动作用下, 尽管如开采深度、保护层位置、采高、采长等条件不同, 但被保护层的应力变形状态和瓦斯动力参数的变化, 在空间上是基本一致的, 大体上遵循同一变化规

律,如图 6-6 所示。

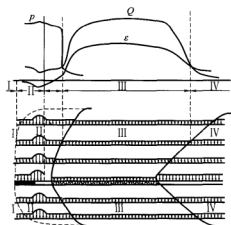


图 6-6 保护层采动作用沿走向的分带示意图

I—正常应力带(瓦斯自然涌出带); II—集中应力带(瓦斯涌出减少带); III—卸压带(瓦斯涌出活跃带);  
IV—应力恢复带(瓦斯涌出衰竭带); ε—煤层变形曲线; p—瓦斯压力曲线; Q—瓦斯流量曲线

(1) 正常应力带(瓦斯自然涌出带)。正常应力带一般分布在保护层采煤工作面前方 50 m 以远处。此带内的岩层未受采动影响,承受正常的应力。瓦斯动力参数保持其原始数值,钻孔瓦斯涌出量按负指数规律自然衰减。

(2) 集中应力带或支撑压力带(瓦斯涌出减少带)。此带一般分布在保护层采煤工作面前方 50 m 至后方 20 m 处。其长度取决于开采深度、工作面长度、开采层厚度和其倾角等。最大支撑压力点的位置,一般位于保护层工作面前方 30 m~2 m 处,且大多数在工作面前方 10 m 的范围内,与其对应的最大压缩变形值为 0.5‰~2‰。

(3) 卸压带(保护带或瓦斯涌出活跃带)。卸压初始点通常位于工作面后方 5 m~20 m 处(一般为层间垂距的 0.25~0.8 倍)。最大卸压点(或最大膨胀变形点)位于工作面后方 20 m~130 m 处。过了最大卸压点后,卸压速度逐渐减小,直到应力恢复带为止,仍保持着显著卸压状态。由于此带中瓦斯涌出活跃,所以在此带中最宜于钻孔抽放瓦斯。

(4) 应力恢复带(瓦斯涌出衰竭带)。位于保护层采煤工作面后方较远处,它的位置与层间垂距有关。应力值已小于原始应力值,煤层仍保留一定的膨胀变形,因瓦斯经过长期的自然排放或人工抽放,已处于衰竭状态,失去抽放价值。

## 2. 垂直煤层方向

开采保护层后,开采层周围的岩层和煤层向采空区方向移动变形,在采空区上方形成自然冒落拱,压力则传递给采空区以外的岩层承受。随着离开采层距离的加大,岩石移动和变形减弱,采面影响也逐渐减弱,其规律一般按负指数曲线变化。

根据研究,表示保护作用程度的煤层膨胀变形值  $\epsilon_c$  与层间距离的关系可用指数方程表示。即

$$\epsilon_c = \epsilon_{\max} e^{-\beta x} \quad (6-11)$$

式中  $\epsilon_0$ ——距离保护层  $h$  处被保护层的膨胀变形值;

$\epsilon_{\max}$ ——最大膨胀变形值;

$\beta$ ——取决开采深度及层间岩性的系数,如中梁山局南矿  $\epsilon_{\max} = 6.68 \times 10^{-3}$ ,  $\beta = -0.067$ ;南桐煤矿一井,  $\epsilon_{\max} = 63.92 \times 10^{-3}$ ,  $\beta = -0.3833$ 。

根据保护层周围岩层和煤层的岩石移动强度,在保护层垂直层面方向可划分三个带,各个带的特性与参数见表 6-10。

表 6-10 保护层顶底板方向分带

序号	带	距保护层距离/m		裂缝特性	瓦斯排放特性	残余瓦斯压力/MPa	保护层与被保护层瓦斯涌出量比值	
		下保护层	上保护层				下保护层	上保护层
I	混乱移动带(冒落带)	$\leq 10$	$\leq 10$	形成层间纵横交错的互相沟通的裂缝系统	瓦斯顺层间裂缝充分排放至保护层	$p_c = 0 \sim 0.2$	7.2	3.85~4.3
II	岩石完整性被破坏的移动带	10~50	10~30	有裂缝沟通层间岩层,具有一定的阻力	瓦斯顺层间裂缝排放至保护层	$p_c = f(h)$	2.5	1.5
III	岩层弯曲带(弹塑性变形带)	50~80	30~40	无沟通层间的裂缝形成离层空洞与层内裂缝	瓦斯沿被保护层层层内裂缝排放,不涌向保护层	$p_c = f(p_0 + L)$		

### (三) 开采保护层的作用机理

#### 1. 开采保护层防止突出原理

保护层开采后,被保护层的应力变形状态、煤结构和瓦斯动力参数都将发生显著的变化。在时间上卸压作用最先出现,卸压过程甚至有时在保护层工作面前方 10 m~20 m 处开始。一般在工作面后方,膨胀变形速度加快时,瓦斯动力参数才发生变化,因此,参数变化次序如图 6-7 框图所示。开采保护层防止煤和瓦斯突出的原理如图 6-8 所示。

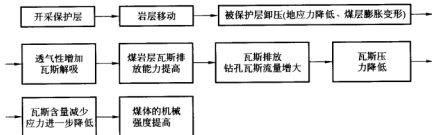


图 6-7 参数变化次序框图

从以上分析表明,尽管保护层的保护作用是卸压和排放瓦斯的综合作用结果,但卸压作用是引起其他因素变化的依据,卸压是首先的、起决定性的。

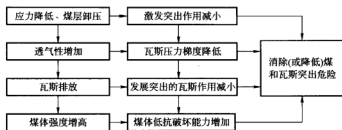


图 6-8 开采保护层防止煤和瓦斯突出原理

## 2. 开采保护层的作用机理

在保护层先行开采后,开采层周围的岩层和煤层向采空区方向移动、变形,其范围由岩石卸压角和移动角所限制。岩层经过不断移动,使得地层应力发生重新分布,在采空区上方形成自然冒落拱,压力则传递给采空区以外的岩层承受。这样,就对开采层周围的煤层(包括突出煤层在内)和岩层产生采动影响,突出煤层的瓦斯动力参数将发生重大变化。随着离开采层距离的加大,岩石移动和变形减弱,采动影响也逐渐减弱,其规律一般按指数曲线变化。在采空区岩石移动直接影响范围内,地层应力(包括地质构造应力)降低,突出层卸压,在垂直煤层层面方向呈现膨胀变形。由此,在煤层和岩层内,不仅产生出新的裂缝,而且原有裂缝也有所扩大,这就使得煤层透气性增大数十到数百倍。在采空区的影响带之外为增压带。如图 6-9 所示。

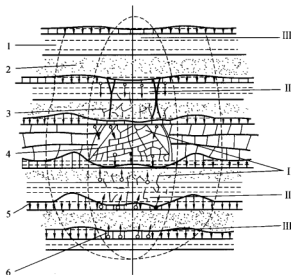


图 6-9 保护作用机理示意图

1—正常应力带;2—集中应力带;3—卸压带;4—裂隙带;5—应力分布曲线;6—卸压瓦斯;

I—混乱移动带;II—岩石完整性被破坏的移动带;III—弯曲带

保护层开采后,保护层与被保护层之间的部分岩石裂缝是垂直层面的,在离保护层一定距离内,这些裂缝能彼此贯通,直至与保护层采空区连通,提供了解吸瓦斯涌向保护层采空区的通道。

由于卸压作用是引起其他因素变化的依据,因此在保护作用中,卸压作用是首要的,起决定性的。但在层间垂距较大时,由于卸压强度较小,对瓦斯的排放作用不应忽视。因此,应结合人工抽放瓦斯,可加速并扩大保护作用。

#### (四) 保护范围的确定

开采保护层后,保护层对其周围的岩层及煤层产生采动影响,并在其中的一定范围内出现保护作用,在该范围内突出煤层的应力变形状态 and 瓦斯动力参数发生重大变化,由此而丧失或降低突出危险性,对于这样的范围称之为保护范围。

##### 1. 保护作用的有效层间垂距

开采保护层后,开采层周围的岩层和煤层向采空区方向移动、变形,根据卸压程度的大小,在垂直保护层面方向可划分三个带。因此,保护作用的有效层间垂距,在不配合人工抽放瓦斯时,实际上就是第Ⅲ带的边界到保护层的层间垂距,在抽放瓦斯时,有效层间垂距扩大。

在我国,综合各种因素,在现有开采深度( $H \leq 550$  m)与采煤工作面长度( $a \leq 120$  m)的条件下,保护作用的有效垂距规定见表 6-11,如果经过专门的考察,则根据考察结果具体确定。

表 6-11 保护作用有效层间垂距

煤层倾斜	未抽放瓦斯/m		结合抽放瓦斯/m	
	下保护层	上保护层	下保护层	上保护层
急倾斜	50	40	80	60
缓倾斜和倾斜	80	30	100	50

如果开采条件与以上条件不符,则要按下列方式确定保护层的有效垂距。即

下保护层的最大有效层间垂距:

$$S_1 = S'_1 \beta_1 \beta_2 \quad (6-12)$$

上保护层的最大有效层间垂距:

$$S_2 = S'_2 \beta_1 \beta_2 \quad (6-13)$$

式中  $S'_1$ 、 $S'_2$ ——下保护层和上保护层的理论最大有效层间垂距(可参用表 6-12 数值),m;

$\beta_1$ ——保护层有效厚度影响系数,但不大于 1;

$$\beta_1 = K_y M / M_0$$

$K_y$ ——顶板管理方法影响系数,水力充填时  $K_y = 0.35$ ;其他充填方法时,  $K_y = 0.45$ ;在木垛支撑顶板时,  $K_y = 0.7$ ;全冒落法管理顶板或顶板缓慢下沉时,  $K_y = 1$ ;

$M$ ——保护层开采厚度, m;

$M_0$ ——按图 6-10 确定的保护层临界厚度, m;

$\beta_2$ ——考虑层间岩石中砂岩百分含量  $\eta$  的系数;

$$\beta_2 = 1 - 0.004\eta \quad (6-14)$$

$\eta$ ——层间岩石中的砂岩百分含量。

如对采煤工作面长度大于 80 m 的保护层,按本法算得的  $S_1 > 20$  m 时,则应取  $S_2 = 20$  m。

表 6-12 保护作用有效层间垂距

m

项 目		下保护层 $S_1$								上保护层 $S_2$							
采煤工作面长度 $a/m$	开采深度 $H/m$	50	75	100	125	150	175	200	250	50	75	100	125	150	200	250	
300		70	100	125	148	172	190	205	220	56	67	76	83	87	90	92	
400		58	85	112	134	155	170	182	194	40	50	58	66	71	74	76	
500		50	75	100	120	142	154	164	174	29	39	49	56	62	66	68	
600		45	67	90	109	126	138	146	155	24	34	43	59	55	59	61	

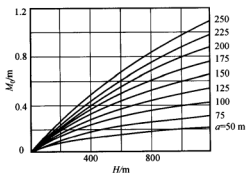


图 6-10 确定保护层临界厚度  $M_0$  的曲线图

$a$ —采煤工作面长度,如  $a > 0.3H$  时,则取  $a = 0.3H$ ,但不大于 250 m

## 2. 保护层沿走向的最小超前距离

被保护层的最大膨胀变形是充分卸压的标志,应该用最大膨胀变形沿走向的分布来确定最小超前距。实践证明,保护层回采工作面的超前距离应为层间垂距的 2 倍,且不得小于 40 m。

## 3. 保护层始采线、采止线处的超前距离

在保护层采止线处,工作面虽已停采,但岩层的移动过程并未随之结束,只是随着时间的推移,其强度逐渐有所减弱。因此,预计在一定的时间内保护带可得到部分扩展,工作面超前距离就不必像正在推进的工作面时的超前距离那样大。如天府煤田的考察确定,急倾斜煤层采止线处沿走向的卸压角为  $56^\circ \sim 61^\circ$ ,相当于 0.55~0.67 倍层间距,如图 6-11 所示。

## 4. 沿倾斜的保护范围

在被保护层中,沿倾斜的保护范围,可按卸压角划定,如图 6-12 所示。



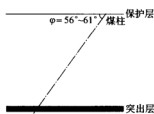


图 6-11 划定始采线、采止线处  
走向卸压角示意图

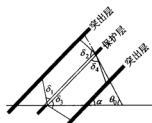


图 6-12 在垂直走向剖面上  
确定卸压角示意图

卸压角的大小与煤层倾角、煤系地层的岩石力学性质等因素有关,但主要取决于煤层倾角,各矿井应通过实地考察确定。在不同倾角条件下的卸压角值见表 6-13。

表 6-13 沿倾斜卸压角 (°)

$\alpha$	$\theta_0$	$\delta_1$	$\delta_2$	$\delta_3$	$\delta_4$
0	90	80	80	75	75
10	83	77	83	75	75
20	76	73	87	75	75
30	70	69	90	77	70
40	63	65	90	80	70
50	56	70	90	80	70
60	49	72	90	80	70
70	36	72	90	80	72
80	22	73	90	78	75
90	0	73	80	75	80

开采下保护层时的卸压角也可采用下列公式计算:

$$\delta_1 = 180^\circ - (\alpha + \theta_0 + 10^\circ) \quad (6-15)$$

$$\delta_2 = \alpha + \theta_0 - 10^\circ \quad (6-16)$$

式中  $\delta_1, \delta_2$ ——开采下保护层时的下部和上部卸压角, (°);

$\alpha$ ——煤层倾角, (°);

$\theta_0$ ——最大下沉角(由矿井实测确定), (°)。

在大多数煤层的赋存条件下, 即  $\alpha < 70^\circ$  时, 根据国内外现场观测资料, 可用下列公式求得, 即

$$\theta_0 = 90 - 0.68\alpha \quad (6-17)$$

当  $\alpha > 70^\circ$  时,可引用表 6-13 资料。

《煤矿安全规程》规定,被保护范围的划定方法及有关参数,应根据对矿井实际考察的结果确定。正在开采的保护层采煤工作面,必须超前于被保护层的掘进工作面,其超前距离不得小于保护层与被保护层之间法线距离的 2 倍,并不得小于 30 m。

## 二、预先抽放煤层瓦斯

虽然开采保护层是最有效的区域性防突措施,但我国的突出矿井中具有开采保护层条件的仅占全部突出矿井的 1/3,多数矿井只能采取本煤层防突措施。近年来,预抽煤层瓦斯的措施取得了较好的效果,这种区域性防突措施正在进一步推广应用。

### (一) 预抽煤层瓦斯的实例

芙蓉矿务局白皎矿进行了大面积预抽煤层瓦斯防突的试验和应用,抽放方式有全部穿层钻孔和穿层与顺层相结合(穿层钻孔解决风巷、瓦斯巷和开切眼条带)两种。通过全部穿层钻孔预抽瓦斯效果的考察,在最高瓦斯压力为 2.48 MPa,煤层透气性系数为  $3.35 \times 10^{-3} \text{ m}^2/\text{MPa}^2 \cdot \text{d}$ ,在孔间距 10×10 m、8×8 m 条件下,预抽 1 年左右,瓦斯压力下降到 0.65 MPa 以下,瓦斯预抽率 25% 以上,煤层收缩变形为 1.15‰,达到消除采掘时的突出威胁。通过采面顺层钻孔预抽瓦斯效果考察,在孔间距 5 m~10 m 的条件下,预抽半年左右,回采时也可消除突出危险。此外,重庆松藻的石壕煤矿、南桐矿务局的红岩煤矿以及其他突出矿井,在近些年内都进行了预抽突出煤层瓦斯试验,并取得了较好的效果。

### (二) 综合分析

根据以上预抽煤层瓦斯的案例以及大量的研究资料表明:

(1) 突出危险煤层,包括严重突出危险煤层,采取大面积预抽煤层瓦斯作为区域性防突措施是可行和有效的。

(2) 预抽煤层瓦斯作为区域性防突出措施,不仅适用于开采单一突出煤层的矿井,也可用于多煤层开采的首采突出层。

(3) 目前所采用的穿层钻孔和顺层钻孔两种抽放方式,预抽防突效果都是好的。

(4) 无论采取何种抽放方式,都要达到几个超前,包括抽放瓦斯巷和钻场掘进超前于钻孔的施工,抽放瓦斯钻孔施工超前于预抽,预抽超前于突出煤层的采掘,实现“掘、抽、采”的综合平衡,纳入矿井采掘部署中加以考虑,做到几个区段的相互配套和超前,为预抽煤层瓦斯防突提供必要的空间和时间。

(5) 多数突出矿井的预抽经验是:采用穿层钻孔,一般预抽 1 年左右或更长一点时间;采用顺层钻孔,预抽半年左右。瓦斯抽放率达到 25%~30% 以上,可有效地防止采掘过程中的突出。

(6) 预抽煤层瓦斯除了必要的预抽时间外,还要考虑预抽瓦斯工程的施工时间,两者加在一起则时间就更长。突出矿井的采掘接替一般均较紧张,为使预抽瓦斯能够顺利和有效地进行,如何缩短全过程的时间和提高预抽瓦斯效果,仍是有待今后研究和解决的问题。

## 第六节 局部性防突出措施

局部性防突出措施主要包括石门揭开突出煤层防治突出的措施和采掘工作面防治突出的措施。

## 一、石门揭开突出煤层防治突出的措施

### (一) 一般规定

石门揭穿突出煤层是指石门自底(顶)板岩石穿过煤层进入顶(底)板的全部作业过程。石门揭穿突出煤层前,必须编制设计,采取综合防突措施,报企业技术负责人批准。

石门揭煤常用的防突措施有多排钻孔、抽放瓦斯、水力冲孔、水力冲刷、金属骨架及扩孔钻卸煤等。

石门应尽可能布置在无地质构造破坏带。如果条件允许,石门应布置在被保护区,可先在石门揭煤地点掘出煤层巷道,然后再用石门贯通。

石门揭穿突出煤层的设计,必须包括下列主要内容:

(1) 探明煤层赋存情况及预测突出危险。在石门工作面掘至距煤层垂距 10 m 之外,至少打 2 个穿透煤层全厚且进入顶(底)板岩石不小于 0.5 m 的前探钻孔,掌握煤层赋存条件、地质构造、瓦斯情况等,并详细记录岩芯资料。在地质构造复杂、岩石破碎的区域,石门工作面掘至距煤层 20 m 之前,必须在石门断面轮廓线外 5 m 范围的煤层内布置一定数量的前探钻孔,以保证能确切地掌握煤层位置、厚度、倾角的变化、地质构造和瓦斯情况等,如图 6-13 所示。突出预测孔可以与前探钻孔共用,也可以单独布置,但两者见煤点的间距不得小于 5 m。具体预测方法可参考有关规定。

在工作面距煤层法线距离 5 m 以外,至少打 2 个穿透煤层全厚或见煤深度不少于 10 m 的钻孔,测定煤层压力或预测煤层突出危险性。

(2) 通风要求。建立安全可靠的独立通风系统,并加强控制通风风流设施的措施。在建井初期,矿井尚未构成全风压通风时,在石门揭穿突出煤层的全部作业过程中,与此石门有关的其他工作面都必须停止工作。

(3) 确定安全岩柱厚度。工作面与煤层之间的岩柱尺寸应根据防治突出措施的要求、岩石的性质、煤层倾角等条件确定。工作面距煤层法线距离的最小值为:抽放或排放钻孔 3 m,金属骨架 2 m,水力冲孔 5 m,采用震动爆破揭开急倾斜煤层 2 m、倾斜和缓倾斜煤层 1.5 m。如果岩石松软、破碎,还应当增加垂距。

为了防止石门误穿突出煤层,在石门工作面距煤层垂距 5 m 时,应在石门工作面顶(底)部两侧打 3 个直径为 42 mm 的超前钻孔,其超前距不小于 2 m。为了防止岩巷误穿突出煤层,当岩巷距煤层垂距不足 5 m 且大于 2 m 时,必须及时采取探测措施,确定突出煤层赋存情况,以保证岩柱厚度符合有关规定。

(4) 揭穿突出煤层的防突措施。石门揭煤防突措施是在安全岩柱的保护下,缓慢地释放煤体及围岩的突出潜能,达到预防突出的目的。石门防突的范围主要包括石门断面内及其周边的煤体,通常可采用以钻孔为主的防突措施使煤体卸压和排放瓦斯。石门周边的控制范围也应根据煤层厚度、煤层突出危险性确定。具体措施见表 6-14。

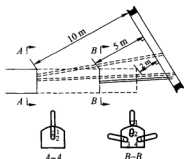


图 6-13 控制突出煤层的前探钻孔布置示意图  
1. 2. 3. 4. ……控煤钻孔

表 6-14 抽放瓦斯、排放钻孔、金属骨架措施、扩孔钻卸煤的有关规定

措施名称	适用条件	安全岩柱厚度/m	钻孔控制范围/m	布孔参数/m
抽放瓦斯	有足够的抽放时间 > 3 个月	$\geq 3$	在石门周边外 3 m~5 m 以内的范围布孔	可根据煤层透气性和允许抽放的时间确定钻孔间距,一般为 2 m~3 m,均匀布孔
排放钻孔	有足够的排放时间	$\geq 3$	在距石门周边 3 m~5 m 的范围内布孔	可根据煤层透气性和允许抽放的时间确定钻孔间距,一般为 1 m~2 m
金属骨架	石门与煤层层面的交角 > 45° 的薄及中厚煤层	$\geq 2$	在巷道上部 and 两侧周边外 0.5 m~1.0 m 的范围内布置	孔距一般不大于 0.2 m (单排孔) 和 0.3 m (双排孔), 骨架两端在顶底板岩石内的长度为 0.5 m 以上
扩孔钻卸煤	急倾斜薄及中厚煤层	2~3	石门断面内布置钻孔	孔间距 0.6 m, 必须与金属骨架措施相配合

当石门工作面揭露厚度小于 0.3 m 的突出煤层时,可不采取防突措施,允许直接用震动放炮揭穿煤层。

(5) 安全防护措施。当预测为无突出危险时,可不采取防突措施,直接采取远距离爆破或震动爆破揭穿突出煤层。当预测为有突出危险工作面时,必须采取防治突出措施,经检验措施有效时,可用远距离爆破或震动爆破揭穿突出煤层;若检验措施无效,应采取补充防治突出措施直至有效。

## (二) 水力冲孔

水力冲孔又称钻冲法,是利用煤与瓦斯突出煤层所具有的特点,即钻孔至煤层时发生瓦斯和煤自孔内喷出,称为自喷现象。针对这一现象,采用压力水钻冲孔,以激发喷孔,达到人为控制条件下释放突出能量,可消除一定范围内的煤层突出危险。

水力冲孔的工艺是以岩柱(穿层冲孔)或煤柱(本层冲孔)作安全屏障,向有自喷能力的突出危险煤层打钻,同时送入一定压力的水。通过钻头的切割和水射流的打击,部分地破碎煤体,破坏煤岩内部的应力和瓦斯的不稳定平衡,激发潜能的释放,导致喷孔的发生和发展。喷出的煤、水和瓦斯通过一套包括三通、射流泵和排输管道组成的装置排输到远离工作面的地方进行分离。在钻具上设置逆止钻头,可防止煤粉和瓦斯从钻杆逆流。由于孔道断面的限制和岩(煤)柱的屏障作用,使喷孔强度受到控制,从而保障了钻冲过程的安全。钻冲孔法工艺流程如图 6-14 所示。

### 1. 工艺参数

(1) 钻冲孔的供水条件,一般是水压 3 MPa~4 MPa,水量  $30 \text{ m}^3/\text{h}$ ~ $35 \text{ m}^3/\text{h}$ ,其中射流泵用水约  $15 \text{ m}^3/\text{h}$ ~ $20 \text{ m}^3/\text{h}$ 。

(2) 钻冲孔用钻机无特殊要求,一般矿用钻机均可,钻杆直径 42 mm,钻头直径 45 mm,带逆止钻头。套管直径一般为 102 mm,插入煤中深度不低于 5 m,三通及排煤管直径为 102 mm。

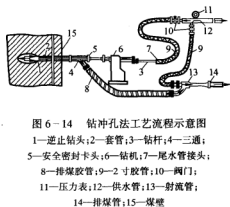


图 6-14 钻冲孔法工艺流程示意图

- 1—逆止钻头;2—套管;3—钻杆;4—三通;  
5—安全密封卡头;6—钻机;7—尾水管接头;  
8—排煤胶管;9—2 寸胶管;10—阀门;  
11—压力表;12—供水管;13—射流泵;  
14—排煤管;15—煤壁

(3) 钻冲孔布置:在石门揭煤时,在石门巷道离煤层 $\geq 5$  m处,停止掘进,保持这一岩柱作为安全屏障,钻冲孔的布置按钻孔见煤的层面考虑,在巷道周边外3 m左右处布置6~8个钻冲孔,石门中间打一个检查孔或钻冲孔。为避免各孔相互干扰,可先冲对角孔,后冲中间孔,再冲断面内的孔。钻孔布置如图6-15所示。

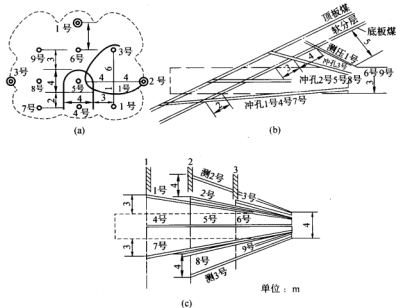


图6-15 石门钻孔布置图

(a) 煤层面孔位置图;(b) 剖面图;(c) 平面图

在煤巷掘进时,在中厚煤层条件下,一般沿煤层层面布置扇形钻孔3个,孔底间距5 m。平巷布孔如图6-16所示。

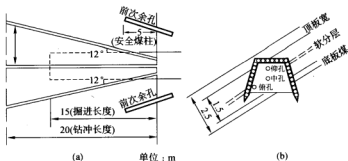


图6-16 煤巷钻冲孔布置图

(a) 层面图;(b) 开口孔位置

上山掘进同样布孔 3 个,孔底间距也按 5 m 控制。在煤层较厚时或遇地质构造和煤层变化处,要适当增加钻孔数。

采煤工作面可沿煤层倾斜或走向平行布孔,孔间距 8 m~10 m,如图 6-17 所示。

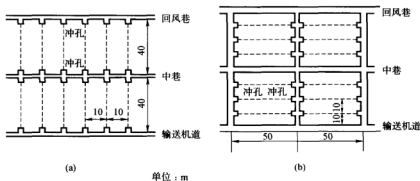


图 6-17 煤工作面钻孔冲孔布置图

## 2. 适用条件

- (1) 不同的煤层厚度和倾角,从薄煤层到厚煤层,从缓倾斜到急倾斜煤层均适用。
- (2) 煤质较软或有软分层,煤的坚固性系数  $f$  值一般小于 0.5。
- (3) 具有自喷能力,即打钻进入软层时就能喷孔。

## 3. 注意事项

(1) 钻冲法是在突出危险煤层中进行,从技术管理上要认真对待,并建立应有的管理制度。

(2) 钻冲法的适用条件是有自喷能力的突出煤层,所以钻冲必须保持在软分层中,只有在软分层中的孔道,效果才明显。

(3) 本层冲孔时,保持良好的 5 m 安全屏障非常重要,应做到套管在煤柱中紧固,煤柱完整不受破坏。

(4) 一个孔冲完后,套管暂不拆出,以免邻近孔钻冲时从已冲孔喷出,同时为减少已冲孔的瓦斯涌出,影响工作面瓦斯超限,可采取接管引排的措施。

## (三) 排放钻孔

排放钻孔是石门(井巷)揭煤的一种常用防突措施。该措施是在揭煤前,由工作面向前方煤体打钻孔,排放煤体瓦斯并使煤体产生卸压,从而在工作面揭煤时起到防突的作用。

石门揭煤采用排放钻孔措施时,通常应满足以下条件:

- (1) 排放钻孔应控制到石门周界外 3 m~5 m 的煤层范围内。
- (2) 排放钻孔的直径为 75 mm~100 mm,钻孔间距根据煤层透气性和允许排放的时间确定,可以参考煤巷超前钻孔防突措施的有效影响半径。钻孔间距一般为 1 m~2 m,要求孔底间距不大于 2 m。排放时间一般不小于 2~3 个月。

(3) 钻孔应一次打穿煤层全厚。对于缓倾斜厚煤层,当钻孔不能一次打穿煤层全厚时,可采取分段打钻,但第一次打钻的穿煤长度不小于 15 m,进入煤层掘进时,必须在煤层范围内留有 5 m 最小超前距离。下一次的排放钻孔参数应与第一次相同。

(4) 适用于煤层透气性较好、有足够排放时间的石门工作面。对于有条件的地点,应与瓦斯抽放系统或临时抽放泵站相连,进行瓦斯抽放。

四川天府磨心坡矿在+110 m 水平石门采用排放钻孔措施揭开突出危险煤层,如图 6-18 所示。揭煤地点距地表深 590 m,煤层厚度 3 m 左右,倾角  $65^{\circ} \sim 70^{\circ}$ ,实测瓦斯压力 3.9 MPa~4.3 MPa。当石门掘进到距煤层 5 m~8 m 处停止掘进,按设计要求打排放钻孔。石门断面外的保护范围是:上方为 7 m~8 m,两侧各为 5 m~6 m。钻孔开孔间距为 0.3 m~0.6 m,孔底间距 2 m 左右,孔径 75 mm,钻孔穿透煤层全厚。先打 10~14 个孔,然后将钻机后退 3 m~5 m,再打一圈,必要时可再后退打第三圈,共打 20~40 个孔。钻孔排放时间 2~3 个月,先后安全揭开几十个石门,防突效果较好。

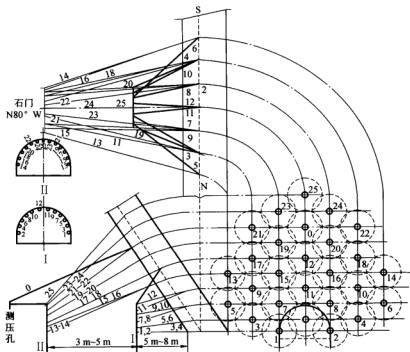


图 6-18 四川天府磨心坡 +110 m 水平石门揭煤钻孔布置图

1、2、3、4、……—钻孔编号

#### (四) 抽放瓦斯

抽放瓦斯是石门揭煤采用的一种最有效的防突措施。在煤层透气性比较小,以及要求时间短的石门工作面尤其适用。在有条件的矿井应优先采用。石门揭煤采用抽放瓦斯防突措施是在排放钻孔措施自然排放瓦斯作用的基础上,通过抽放煤层中的瓦斯,加快瓦斯排放和煤体卸压速度,缩短石门揭煤的时间。石门工作面揭煤防突采用抽放瓦斯措施时,一般要求:

- (1) 煤层透气性好,并有足够的抽放时间,一般不少于 3 个月;

- (2) 抽放瓦斯的钻孔布置到石门周界外 3 m~5 m 的煤层内；
- (3) 抽放钻孔直径为 75 mm~100 mm，钻孔孔底间距一般为 2 m~3 m。

例如，中梁山矿务局北矿从 20 世纪 80 年代初应用石门钻孔集中抽放以来(图 6-19)，安全揭开突出煤层 90 多次，无一次发生突出。石门掘进时间由过去采用自然排放瓦斯措施时的 1~2 年降到现在的 7.5 个月，经济效益十分明显。

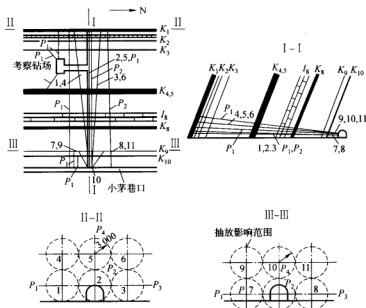


图 6-19 中梁山北矿石门揭煤抽放瓦斯钻孔布置示意图

1~11—抽放瓦斯钻孔； $P_1 \sim P_4$ —压力测定钻孔； $K_1 \sim K_{10}$ —煤层

### (五) 金属骨架

金属骨架是将钢管或钢轨插入预先在工作面断面周边处布置的钻孔内，其前端伸入煤层的顶或底板岩石中，后端支撑在工作面中的支架上。它是用于石门(井巷)工作面揭穿突出危险煤层的一种超前支架。

该防突措施的作用有两方面：一是通过安装金属骨架的钻孔排放煤体中的一部分瓦斯，使一定范围内的煤体卸压；二是依靠金属骨架加强工作面前方煤体的稳定性。

金属骨架防突措施适用于煤质松软的薄和中厚煤层。尤其适用于煤层倾角大于 45°、钻孔穿煤时不堵钻、不喷孔的突出煤层。

石门采用金属骨架防突措施时，应符合下列要求：

(1) 对于突出危险性较小的煤层，可在石门顶部及两帮布置单排金属骨架；对于突出危险性较大或者瓦斯压力大、煤质松软的急倾斜煤层，应采用双排金属骨架。

(2) 在石门断面外上部和两侧 0.5 m~1.0 m 范围内布置骨架孔，以避免受到震动放炮破坏。

(3) 金属骨架钻孔穿过煤层并进入煤层顶(底)板至少 0.5 m，钻孔间距不得大于



0.3 m;对于软煤要布置2排金属骨架,钻孔间距应小于0.2 m。

(4) 打完骨架孔后,应及时清除钻孔内的煤屑和岩渣,然后立即插入金属骨架。

(5) 金属骨架材料可选用8 kg/m的钢轨、型钢或直径不小于50 mm钢管,其伸出孔外用金属框架支撑或砌入硐内。

(6) 揭开煤层后,严禁拆除金属骨架,以防止因悬煤垮落而引起的突出。

(7) 金属骨架安装后至少经过一昼夜才能开始揭煤。

(8) 采用金属骨架防突措施时,应与排放钻孔、抽放瓦斯和水力冲孔等措施配合使用。

## 二、采掘工作面防止突出的措施

### (一) 一般规定

在突出煤层中进行掘进和开采时,如果预测工作面有突出危险,应根据煤层的突出危险性和具体条件,选择和采取合适的防突措施。防突措施参数应根据矿井实际测定的结果或参照有关资料确定,并报企业技术负责人批准。

合理布置采掘工作面,采用合理的采掘工艺,可以减少发生突出的可能性。《煤矿安全规程》规定,在同一突出煤层的同一区段的集中应力影响范围内,不得布置2个工作面相对回采或掘进。突出煤层的掘进工作面,应避开本煤层或邻近煤层采煤工作面的应力集中范围。开采有突出危险的急倾斜厚煤层时,可利用上分层或上阶段开采后造成的卸压作用,保护下分层或下阶段,但必须掌握上分层或上阶段的卸压范围,以确定其保护范围,使下分层或下阶段的采掘工作面布置在这个保护范围内。

急倾斜突出煤层厚度大于0.8 m时,应优先采用伪倾斜正台阶或掩护支架采煤法。急倾斜突出煤层倒台阶采煤工作面,各个台阶高度应尽量加大,台阶宽度应尽量缩小,每个台阶的底脚必须背紧背严,落煤后必须及时紧贴煤壁支护。

在突出煤层的煤巷中更换、维修或回收支架时,必须采取预防煤体垮落而引起突出的措施。在突出煤层中,不得使用综合机械化放顶煤采煤法,特殊情况下必须制定安全技术措施,报主管部门批准。

### 1. 煤巷掘进工作面防突出

突出煤层的掘进工作面,不得进入本煤层或邻近煤层采煤工作面的应力集中区。当工作面靠近或处于地质构造破坏和煤层赋存条件急剧变化地带时,都应认真检验防突措施的效果,若措施无效果应及时采取补充措施。煤巷掘进工作面常用的防突措施主要有超前钻孔、深孔松动爆破、水力冲孔、深孔控制爆破。

### 2. 采煤工作面防突出

采煤工作面的采场应力大,主要发生以压出类型为主的煤与瓦斯突出。此外,与掘进工作面相比,采煤工作面的防突范围大,但实施防突措施的空间狭小,使用一般的防突措施,不仅工作量大,耗时多,施工困难,而且影响采煤速度。在有突出危险的采煤工作面可采用松动爆破、长钻孔卸压爆破、注水湿润煤体、超前钻孔、本煤层预抽瓦斯等防突措施,并尽量采用刨煤机或浅截深采煤机采煤。与掘进工作面相比,采煤工作面采用松动爆破、超前钻孔等防突措施时,只需保证2 m的超前距离。

根据采煤工作面的特点,采煤工作面防突措施通常可分为以下两类:

一类是直接采煤工作面内采用的防突措施。例如,松动爆破、排放钻孔、预抽瓦斯、水力冲孔、注水湿润煤体等。通常沿工作面布置措施钻孔,钻孔一般顺煤层成单排布置,间距

大于 1 m, 钻孔深度不小于 5 m。由于是直接在工作面内实施防突措施, 因此措施的控制范围一般较小, 效果也较差。

另一类是在采煤工作面的顺槽中沿煤层采用的防突措施。例如, 长钻孔控制卸压爆破、排放瓦斯钻孔、预抽煤层瓦斯等。其特点是在顺槽中沿煤层倾斜方向布置钻孔, 可以预先在工作面前方便煤层卸压和排放瓦斯, 对回采工作的影响小, 防突的范围大, 措施效果较好, 但在突出煤层中打长钻孔较困难。

## (二) 超前钻孔

超前钻孔措施是在工作面向前方煤体打一定数量的钻孔, 并始终保持钻孔有一定的超前距, 使工作面前方煤体卸压、排放瓦斯, 达到减弱和防止突出的一种方法。

《防治煤与瓦斯突出细则》明确规定, 超前钻孔的直径一般为 75 mm~120 mm, 地质条件变化剧烈地带也可采用直径 42 mm 的钻孔; 若超前钻孔直径超过 120 mm 时, 必须采用专门的钻进设备和制定专门的施工安全措施。

### 1. 超前钻孔的措施工艺和要求

实施超前钻孔时, 如果煤层能明显分出硬软分层时, 应在软分层中布置钻孔。超前钻孔的数量及布置方式应根据钻孔有效半径和所需控制范围确定。当煤层赋存条件变化时, 超前钻孔数量应随之相应增减。超前钻孔实施后, 应按规定的方法进行防突效果检验。

#### 1) 掘进工作面

超前钻孔的直径一般为 75 mm~120 mm, 孔长一般不小于 8 m, 超前距不小于 5 m (图 6-20); 超前钻孔的控制范围应包括巷道断面内和巷道的轮廓线外不小于 2 m 的范围煤体。在突出危险性大的掘进工作面, 巷道轮廓线外应控制的煤体的范围应增大。根据孔径的不同, 一个工作面可布置几个和几十个超前钻孔。当超前钻孔数量较少和孔深较大时, 难以按要求控制巷道轮廓线以外的煤体范围, 容易使工作面前方煤体留下未卸压的三角空白带。为此, 可采用长短钻孔相结合的布置方式。

上山工作面的超前钻孔防突措施工艺和要求与平巷工作面的基本相同。但在急倾斜突出煤层掘进上山采用大直径钻孔时, 应一次打透上部平巷; 如果不能一次打透, 应先将已经打好的部分刷大到规定的断面, 架好支架, 背好顶帮, 然后继续打钻。当煤质较软或受设备限制时, 可打直径 75 mm~120 mm 的超前钻孔。

#### 2) 采煤工作面

采煤工作面采用超前钻孔时, 在采煤工作面内, 沿倾斜方向每隔 1.0 m~1.2 m 布置 1 个钻孔, 孔径 90 mm, 孔深 6 m。当煤厚大于 1.6 m 时, 布置双排钻孔。在距工作面运输和回风顺槽 10 m 的范围内, 可

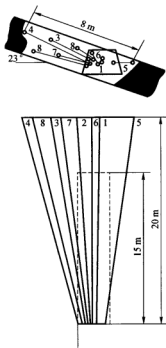


图 6-20 六枝局务局四角田矿超前钻孔布置图

不布置措施孔。实践证明,在采煤工作面内直接打超前钻孔,无论在时间上还是在空间上都有较大困难,而且打直径较大的钻孔还增加了诱发突出的可能性。为了避开上述问题,有些突出矿井在采煤工作面的上、下顺槽内打平行工作面的超前钻孔。为了使工作面中部得到卸压和排放,通常这种钻孔的深度要在 40 m~50 m 以上。因此,目前限制这种措施应用的主要原因是打钻困难。为此,专门设计和使用了风力排渣系统。

## 2. 超前钻孔有效影响半径的测定

超前钻孔有效影响半径是单个超前钻孔沿其半径方向能够消除突出危险的最大范围。超前钻孔的有效影响半径不仅与突出危险性的大小有关,而且还与措施的作用时间有着密切关系。测定防突措施有效影响半径的原理是,在措施孔一侧或四周布置若干个测量孔,通过考察测量孔内瓦斯涌出量或其他突出预测指标的变化确定措施孔的影响范围。钻孔有效影响半径可以用钻孔流量法和防突效果检验法等测定。

### 1) 钻孔流量法

钻孔流量法是根据在措施孔周围布置的测量孔中流量变化趋势,确定措施孔有效影响半径的一种方法。使用钻孔流量法测定超前钻孔有效影响半径的步骤如下:

(1) 沿工作面软分层打 3~5 个相互平行的测量钻孔,孔径 42 mm,孔长 5 m~7 m,间距 0.3 m~0.5 m,如图 6-21 所示。当煤层较厚且分层不明显时,也可在措施孔预定的位置四周布置若干个测量孔,孔距可根据要考察的措施孔直径大小确定,一般为 0.3 m~0.5 m 以上。

(2) 每打完一个钻孔,立即向孔内插入一根 6 mm~8 mm 长的金属管,并对该测量钻孔进行封孔,封孔时应保证测量室长度为 1 m,封孔长度一般不小于 2 m。

(3) 每个钻孔密封后立即测量钻孔瓦斯涌出量,每隔 2 min~10 min 测定 1 次,对每一个测量钻孔的测定次数不得少于 5 次。

(4) 在距最边缘测量钻孔中心 0.5 m 处,平行于测量孔打一个待考察的超前钻孔,或在测量孔的中间打一个措施孔,在打超前钻孔过程中,记录其长度、时间以及各测量钻孔中的瓦斯涌出量变化。

(5) 超前钻孔打完后,在 2 h 内每隔 2 min~10 min 测定一次各测量孔的瓦斯涌出量。

(6) 绘制出各测量钻孔的瓦斯涌出量变化图。

(7) 在打超前钻孔后,如果在同一测量钻孔内,连续 3 次测定的瓦斯涌出量都比打超前钻孔前增大 10%,即表明该测量钻孔处于超前钻孔的有效排放半径之内。符合上述要求的测量孔距超前钻孔的最远距离,即为该超前钻孔的有效影响半径。

### 2) 防突效果检验法

防突效果检验法有效影响半径的钻孔布置如图 6-22 所示。用防突效果检验法测定超前钻孔的有效影响半径的步骤如下:

(1) 沿工作面软分层先打一个 8 m~10 m、孔径为 42 mm 的测量孔。打孔过程中,每隔 1 m 测量钻屑量和钻屑瓦斯解吸指标或钻孔瓦斯涌出初速度,以确定测定前煤体的突出危险性。

(2) 当要测定的超前钻孔大于 42 mm 时,要立即以测量孔为导孔进行扩孔,打出措施孔。

(3) 根据防突措施的设计要求,确定超前钻孔防突所需要的卸压和排放时间。

(4) 达到预定时间后,沿软分层在措施孔附近打与该孔平行或有一定夹角的测量孔,孔径为 42 mm,孔深不小于措施孔。

(5) 打测量孔过程中,测量每米的钻屑量和钻屑瓦斯解吸指标或钻孔瓦斯涌出初速度。

(6) 根据措施前后所测数据的比较,若在措施前所测数据大于突出临界值并且措施后所测数据小于突出临界值,则对平行布置的测量孔,以其与措施孔之间的最大间距作为有效影响半径;对带有夹角的测量孔,则以与实测数据相对应两点之间的最大距离作为有效影响半径。

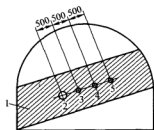


图 6-21 钻孔流量法测定有效影响半径钻孔布置  
1—煤层;2—措施孔;3,4,5—测量孔



图 6-22 防突措施效果检验法测定有效影响半径钻孔布置  
1—措施孔;2—带有偏角的测量孔;3—平行测量孔

### (三) 深孔松动爆破

深孔松动爆破是通过在较长的钻孔中采用药壶装药爆破,松动工作面前方的煤体,使煤体卸压和排放瓦斯,达到消除和减弱突出的一种措施。深孔松动爆破措施适用于煤质较硬、突出强度较小的煤层。

深孔松动爆破的施工工艺和要求:深孔松动爆破常用的钻孔孔径为 42 mm,采用的是 3<sup>#</sup>煤矿许用筒形炸药,每个药卷重 150 g,直径为 38 mm,瞬发电雷管起爆;通常使用煤电钻打爆破孔,麻花钻杆直径为 38 mm,钻头直径为 42 mm,每根钻杆长 1.0 m~1.5 m;钻孔内采用正向装药,联线采用孔内外大串联,实行一次起爆。由于在实施深孔松动爆破时,因工艺失误有可能造成诱导突出,因此,必须采取撤人、停电、设警戒、反向风门、远距离放炮等安全措施,并至少在放炮 30 min 后方能进入工作面。

执行深孔松动爆破后,必须按规定的方法进行防突效果检验。

#### 1. 掘进工作面

掘进工作面采用深孔松动爆破措施时,其钻孔布置方式应根据工作面煤层赋存条件和断面大小而定,通常可布置 3~5 个钻孔,孔长一般为 8 m~10 m。掘进和实施深孔松动爆破时,必须保持 5 m 的超前距,该措施的控制范围应包括巷道断面内和距巷道轮廓线不小于 1.5 m~2 m 的煤体范围,如图 6-23 所示。深孔松动爆破的有效影响半径应进行实测,孔间距由有效影响半径确定,一般为 0.8 m~1.0 m。

深孔松动爆破的装药长度为孔长减去 5 m 左右,一般为 3 m~5 m。装药与封孔结构如图 6-24 所示。装药后应装入长度不小于 0.4 m 的水炮泥,水炮泥外应充填长度不小于 2 m 的炮泥,在装药和充填炮泥时,应防止折断电雷管的脚线。通常用黄泥封孔,为了提高爆破效果,必须将炮泥填好捣实,以避免放炮时炮泥冲出钻孔而造成高温高压气体泄漏。



图 6-23 松动爆破孔装药和封孔结构图

1—炮泥；2—水炮泥；  
3—雷管；4—炸药筒；5—钻孔

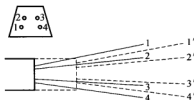


图 6-24 深孔松动爆破钻孔布置

1、2、3、4—本次循环爆破孔；  
1'、2'、3'、4'—下次循环爆破孔

六枝矿务局木岗矿使用深孔松动爆破防突措施时，在工作面一般布置 4 个钻孔，孔深 8 m~10 m，控制到巷道轮廓线外 1.5 m~2.5 m 的煤体范围。每个钻孔装药长度 3 m~5 m，装药量 3 kg~5 kg。前方的巷道轮廓线外 1.5 m~2.5 m 布置钻孔。

## 2. 采煤工作面

采煤工作面的松动爆破防突措施，适用于煤质较硬、围岩稳定性较好的突出煤层。松动爆破孔沿采煤工作面每隔 2 m~3 m 打一个，孔深一般为 5 m~8 m，炮泥封孔长度不得小于 1 m。回采和实施松动爆破防突措施时，必须保证 2 m 以上的超前距离。

为了提高深孔松动爆破的防突效果，还可以在爆破孔的两侧和中间打一些不装药的排放钻孔，以扩大爆破的自由面和增加瓦斯排放通道。

## 3. 有效影响半径的测定

深孔松动爆破有效影响半径与煤层的赋存条件、强度和透气性等有关。如六枝化处矿深孔松动爆破有效影响半径，沿煤层层理的有效半径为 1.6 m~2.6 m，垂直煤层层理为 1 m~1.1 m。

## (四) 长钻孔控制卸压爆破

长钻孔控制卸压爆破的防突原理与常用的深孔松动爆破基本一致，都是通过药壶装药爆破使煤体卸压和排放瓦斯。主要具有三个不同特点：

第一是爆破孔长度增大。例如，掘进工作面，爆破孔长度增加到 20 m~25 m，而在采煤工作面爆破孔长度则增大到 30 m 以上。

第二是在爆破孔附近打了不装药的控制孔，以扩大爆破自由面和增加瓦斯排放通道，提高松动爆破的卸压和瓦斯排放效果。

第三是采用散装黏性低威力炸药，便于长钻孔的装药和有利于提高爆破效果。

### 1. 掘进工作面长钻孔控制卸压爆破

在煤巷掘进工作面采用长钻孔控制卸压爆破防突措施，措施孔布置如图 6-25 所示。一般可布置 3~5 个爆破孔和 3~5 个控制孔，爆破孔直径为 50 mm，控制孔直径为 125 mm 或 150 mm，钻孔长度 20 m~25 m，单孔装药量 30 kg~40 kg。打措施孔使用 3 kW 岩石电钻及配套的组合式可调钻架和三级变径导向钻头。

为了适应深孔装药的需要，研制了 BQ-50A 型装药器。该装药器的主要技术性能：装药量 50 kg，工作风压 0.2 MPa~0.4 MPa，装药速度 1.2 kg/s~2.0 kg/s，返药率 3%。装药后，用封泥罐进行压风喷泥封孔，封孔深度 5 m。

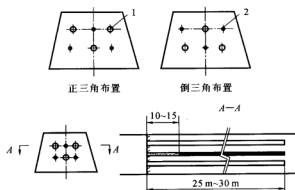


图 6-25 煤巷长钻孔控制卸压爆破措施孔布置  
1—控制孔;2—爆破孔

## 2. 采煤工作面长钻孔控制卸压爆破

采煤工作面实施长钻孔控制卸压爆破是在采煤工作面的顺槽中进行。爆破孔和控制孔可以交替布置在煤层的同一分层内,并保证每个爆破孔两侧各有一个控制孔。靠近工作面的地点,措施孔布置在距工作面 10 m~15 m 处,在措施孔旁边远离工作面一侧布置 1 个控制孔,而在靠近工作面一侧。不布置控制孔,利用工作面作为自由面以提高爆破效果。措施孔布置方式和参数分别如图 6-26 和表 6-15 所示。

采用长钻孔控制卸压爆破措施主要使用的装备和材料有钻机具、装药机、装药管、炸药、导爆索、注水泵和封孔器等,见表 6-15。为了达到既提高防突效果又不破坏煤层顶板的目的,不仅采用了煤矿许用的威力适中、低爆速的黏性抗水炸药,而且采用了沿钻孔的轴向和径向都有一定的空隙不耦合装药,如图 6-27 所示。

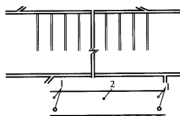


图 6-26 采面长钻孔控制卸压  
爆破措施布置图  
1—控制孔;2—爆破孔

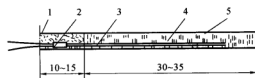


图 6-27 长钻孔控制预裂爆破装药示意图  
1—炮泥;2—雷管;  
3—导爆索;4—炸药;5—钻孔

如在阳泉一矿北头嘴井 3 号煤层 16 采区的 1611 采煤工作面,试验了长钻孔控制预裂爆破防突措施。执行措施后,工作面的风排瓦斯量减少 25%。使采煤工作面的产量提高了 30%~55%,取得了较好的效果。

表 6-15 预裂控制爆破工艺和设备及材料说明

布孔参数及材料	参数与性能说明
钻机具	TDX-40 型岩石电钻, 钻杆直径为 34 mm, 钻头直径为 75 mm
爆破钻孔	孔径 65 mm~75 mm, 孔深 40 m~50 m, 倾角 1°~1.5°, 孔间距 18 m~25 m
控制钻孔	孔径 75 mm~80 mm, 孔深 50 m~60 m, 倾角 1°~1.5°, 孔间距 18 m~25 m
装药参数	单孔装药量 50 kg~60 kg, 装药密度 1.4 kg/m~2.4 kg/m, 装药长度 25 m~35 m, 封孔长度 10 m~15 m
炸 药	水分为 6.5%, 密度 1.1 g/cm <sup>3</sup> ~1.2 g/cm <sup>3</sup> , 爆速不小于 2 100 m/s, 猛度大于 17 mm, 爆力大于 230 mL
导爆索	直径为 5.2 mm~5.8 mm, 密度 12 kg/m, 药芯采用太安炸药
雷 管	8 瞬发雷管, 双发起爆
装药机	装药量 100 kg, 工作风压 0.2 MPa~0.4 MPa, 装药速度 1.2 kg/s~2.0 kg/s, 返药率 3%
装药管	半导体抗静电塑料管, 管径 32 mm, 壁厚 4 mm 的柔性管, 每根长度为 40 m, 可用接头连接
炮 泥	用小于 5 mm 的颗粒制作炮泥, 封孔长度 7 m~10 m
起爆参数	单孔爆破, 双雷管、双导爆索正向起爆

采掘工作面使用长钻孔控制卸压爆破防突措施效果较好, 有着广泛的推广应用前景。目前由于在突出煤层中打长钻孔很困难, 而且难以保持钻孔形状完整, 因此, 应研制和改进相应的钻机具及打钻工艺, 提高和改善炸药的性能; 此外, 还要进一步研究在不同突出煤层中, 采掘工作面长钻孔控制卸压爆破防突措施的有效性。

## 第七节 安全防护措施

《煤矿安全规程》第 209 条规定, 井巷揭穿突出煤层和在突出煤层中进行采掘作业时, 必须采取震动爆破、远距离爆破、避难硐室、反向风门、压风自救系统等安全防护措施。

突出矿井的人井人员必须携带隔离式自救器。

### 一、震动爆破

震动爆破是通过多打眼、多装药、一次爆破对煤体及岩层造成强烈的震动, 在人员撤到安全地点的条件下诱导突出, 以保证作业的安全。目前, 只在突出危险性小、煤层厚度小于 0.3 m 的条件下才单独使用; 反之, 震动放炮必须配合其他防止措施使用。为此, 震动爆破要求全断面一次揭开岩柱, 爆破后巷道基本成型, 不再进行刷大、卧底等工作。

#### (一) 炮眼布置

震动爆破炮眼数目, 一般为正常掘进炮眼数目的 2~3 倍, 可参照北票的经验公式计算:

$$N = 5S^{0.5} \times f^{2/3} \quad (6-18)$$

式中  $N$ ——炮眼数目, 个;

$S$ ——石门断面积, m<sup>2</sup>;

$f$ ——岩石坚固性系数, 见表 6-16。

表 6-16 不同岩石的坚固性系数

岩石名称	炭质泥岩	泥岩	硬泥岩	砂质泥岩	软砂岩	砂岩	硬砂岩	砾岩、岩架岩
$f$	2	3	4	4~5	5	6~7	8~9	10~12

岩石的炮眼数和煤层的炮眼数比约为 2:1, 各类槽眼及辅助眼数一般为 4~8 个。

炮眼布置形式是决定爆破效果的关键。当从煤层底板方向揭开时, 炮眼布置应遵循以下原则: 顶部密度小, 底部密度大; 中间密度小, 两侧密度大; 岩眼和煤眼交错排列。

### (二) 装药量

单位岩体炸药消耗量为通常爆破的 2~3 倍, 质量约为 0.9 kg~7.55 kg, 也可参照北票经验公式计算:

$$q = 1.72 n_m f^{1.2} / S^{0.75} \quad (6-19)$$

式中  $n_m$ ——煤层厚度影响系数, 见表 6-17。

总装药量按下式计算:

$$Q = S \cdot L_{\text{opq}} \quad (6-20)$$

式中  $L_{\text{opq}}$ ——炮眼平均深度, m。

表 6-17  $n_m$  值

石门断面 /m <sup>2</sup>	煤层厚度 /m		
	0.4~0.6	0.61~1.0	>1.0
<8	0.95	0.95	0.85
>8	1.0	0.95	0.90

在炮眼深度小于 3 m 时, 通常每眼只装 1 个雷管; 炮眼深度大于 3 m 时, 为了保证起爆, 可装 2 个同段同型号的雷管; 对于大孔掏槽式震动放炮, 视炮眼直径而定, 炮眼装药的结构和数量: 孔径 42 mm~45 mm 的装药为一捆; 孔径 75 mm 的为 3 条药一捆; 孔径 90 mm 的为 4 条药一捆。根据炮眼深度, 除去孔口炮泥 0.7 m, 煤岩接触面处炮泥 0.3 m 外, 其余全部装填炸药, 间隔 1.6 m~1.8 m 安装 1 个雷管。

### (三) 连线及起爆方式

根据所选用的起爆器性能, 选择合理的连线方式, 但通常多采用串并联方式: 即先将几个或几十个同阻值的雷管串在一起成为一组, 然后再把各组并联在一起。串联爆破网路中雷管的起爆电流按下式计算:

$$I = U / [R_L + n(R_0 + R_K) / c] \quad (6-21)$$

式中  $U$ ——起爆器输出端电压(在用电容式起爆器时, 不能以铭牌电压直接代入计算, 因为电容在放炮时的电压不是定值, 而是随时间下降的, 根据经验, 一般可将铭牌电压乘以 0.7 代入计算), V;

$R_L$ ——放炮母线的总电阻,  $\Omega$ ;

$$R_L = 8L\rho / (\pi d^2) \quad (6-22)$$

式中  $L$ ——放炮母线长度, 即起爆器到爆破地点的距离, m;

$\rho$ ——母线材料的电阻率,  $\Omega \cdot \text{mm}^2/\text{m}$ , 铜线  $\rho = 0.017$ , 铝线  $\rho = 0.03$ ;

$d$ ——放炮母线的直径, mm;

$n$ ——每一组串联的雷管数, 个;

$c$ ——并联的组数;

$R_0$ ——雷管电阻值, 包括脚线电阻在内,  $\Omega$ ;



$R_K$ ——管脚接头电阻值,  $\Omega$ , 擦光接牢时, 一般  $R_K = 0.1 \sim 0.15 \Omega$ 。

计算出起爆的电流, 应远远小于起爆器的最大起爆电流。

放炮时, 在一次起爆的各雷管中要求最好通过相同的电流值, 以免由于电路中各管间电流分配不均造成拒爆事故。因此, 各组的管数最好相等, 实在不行, 也不宜差别过大。

同时,  $R_L$  应远远小于  $n(R_0 + R_K)/c$ , 使起爆器产生的电流尽可能全部作用在雷管上; 当  $R_L > n(R_0 + R_K)/c$  时, 往往会发生局部起爆。

震动放炮应采用大容量放炮器, 常用的有 MFB-50/100 型、MFB-100 型、MFB-200 型起爆器和 CBF 程控闭锁发爆器。CBF 程控闭锁发爆器, 除能远距离 (1 000 m ~ 1 600 m) 放炮 (100 发雷管) 外, 还具有瓦斯监测、报警、超限闭锁等功能, 特别适用于震动性放炮。

#### (四) 安全措施及注意事项

(1) 震动爆破必须编制专门设计, 爆破参数、爆破器材、起爆要求、爆破地点、反向风门位置、避灾路线, 以及停电、撤人和警戒范围等, 必须在设计中明确规定。

(2) 震动放炮工作面, 必须具有独立、可靠、畅通的回风系统, 爆破时回风系统内必须切断电源, 严禁人员作业和通过。在其进风侧的巷道中, 必须设置 2 道坚固的反向风门。与回风系统相联的风门、密闭、风桥等通风设施必须坚固可靠, 防止突出后的瓦斯涌入其他区域。

(3) 震动性放炮必须由矿技术负责人统一指挥, 并有矿山救护队在指定地点值班, 爆破 30 min 后矿山救护队员方可进入工作面检查。应根据检查结果, 确定采取恢复送电、通风、排除瓦斯等具体措施。

(4) 震动爆破必须采用铜脚线的毫秒雷管, 雷管总延期时间不得超过 130 ms, 严禁跳段使用。电雷管使用前, 必须进行导通试验。电雷管的连接必须使通过每 1 个电雷管的电流达到其引爆电流的 2 倍。爆破母线必须采用专用电缆, 并尽可能减少接头, 有条件的可采用遥控发爆器。

(5) 应采用拦挡设施降低震动爆破诱发突出的强度。

(6) 震动放炮应一次全断面揭穿或揭开煤层。如果未能一次揭穿煤层, 在掘进剩余部分时, 包括掘进煤层和进入底(顶)板 2 m 范围内, 必须按震动爆破的安全要求进行爆破作业。

(7) 揭穿或揭开煤层后, 在石门附近 30 m 范围内掘进煤巷时, 必须加强支护。

#### (五) 金属挡栏

采用震动放炮揭开突出危险煤层时, 为了减小突出强度, 可采用挡栏措施。挡栏可用金属, 如图 6-28 所示; 此外, 也可用矸石或木材, 如图 6-29 所示。

金属挡栏有 3 种形式:

(1) 小型, 用于煤巷。用直径 6 mm 钢丝编织成网。

(2) 中型, 用于半煤岩巷。在圆钢上铺金属网。

(3) 大型, 用于岩巷。为防止特大型突出, 每 50 m 铺设一组。大型金属挡栏由槽钢组成, 排列成棚状框架, 棚状方格的尺寸为 0.4 m ×

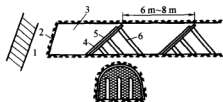


图 6-28 棚状金属挡栏示意图  
1—突出煤层；2—石门掘进工作面；3—石门；  
4—框架；5—金属网；6—斜撑木支柱

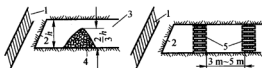


图 6-29 矸石堆和木垛挡栏示意图

1—突出危险煤层；2—掘进工作面；3—石门；4—矸石堆；5—木垛

0.4 m,槽钢彼此用卡箍固定,使用时将框架撑呈 45°斜面,再在框架上铺上铁丝网。一组挡栏通常由两架间距 6 m~8 m 框架组成。

### (六) 远距离放炮

经预测有突出危险的石门工作面,采取突灾措施并经效果检验有效后,可用远距离放炮或震动放炮揭开煤层。在有突出危险的采掘工作面进行爆破作业时,都必须采用远距离放炮。

采用远距离放炮石门揭煤时,必须制定包括爆破地点,避灾路线及停电、撤人和警戒范围等专门措施。

煤巷掘进工作面采用远距离爆破时,爆破地点必须设在进风侧反向风门之外的全风压通风的新鲜风流中或避难硐室内,爆破地点距工作面的距离必须在措施中明确规定。

远距离放炮时,回风系统必须停电、撤人。爆破后,进入工作面检查的时间应在措施中做出明确规定,但不得小于 30 min。

### 二、反向风门

反向风门是防止突出时瓦斯逆流进入进风道而安设的风门。因而反向风门在平时是敞开的,在放炮时关闭,放炮后,矿山救护队和有关人员进入检查时,必须把风门打开顶牢。

反向风门安设在掘进工作面的进风侧,以控制突出时漏出的瓦斯能沿回风道进入回风系统。

一组反向风门须设两道,其间距不小于 4 m。反向风门距工作面的距离和反向风门的组数,应根据掘进工作面的通风系统和石门揭穿突出煤层时预计的突出强度确定。反向风门由墙垛、门框、风门和安设在穿过墙垛铁风筒中的防逆流装置组成。风门墙垛用砖或混凝土砌筑,墙垛须嵌入巷道周边的岩石 0.2 m 以上,墙垛的厚度一般不小于 0.8 m。门框和门用坚硬的木材制成,门框厚度不应小于 100 mm,门厚不应小于 50 mm。

对通过门垛的风筒,设有隔断装置,在逆流时防瓦斯逆流铁板可隔断风筒,防止逆流的瓦斯进入进风侧。

由于木质反向风门有可能被大型或特大型突出产生的冲击波破坏,还可以采用液压反向风门。液压反向风门由钢结构的反向风门和液压泵两部分组成,如图 6-30 所示,只安设一道。

煤炭科学研究院分院研制的风门采用平面

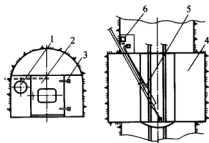


图 6-30 液压反向风门安装结构示意图

1—铁风筒(装有防逆流装置);  
2—反向风门;3—铰页座;4—墙垛;  
5—油缸;6—泵站

支撑圆拱型钢结构,在门垛上铰页安装,反向风门与液压油缸相连,通过组合一体式的液压泵站就地控制风门开闭。风门墙垛用料石或混凝土砌筑,其厚度不应小于3 m。

### 三、自救器及压风自救装置

#### (一) 隔离式自救器

突出矿井使用的隔离式自救器,按其作用原理可分为:化学结合氧型、压缩氧型和压缩空气型三种类型。具体结构、原理和使用方法见系列教材《矿山救护》中的相关内容。

#### (二) 压风自救装置

压风自救装置是突出矿井利用压风管路向井下遇险人员提供压缩空气的自救装置,提前放置在采掘工作面及附近巷道或硐室内,用于事故发生时人员避灾和救护使用。

##### 1. 工作原理

ZY-M型压风自救装置如图6-31所示。盒体用螺母固定在工作面支架上,装置使用时将箱盒盖打开,取出半面罩并佩戴好,波纹管随之伸直,转动送风器外套打开气阀,压风经送风器内部的调整调节阀,过滤装置、波纹软管至半面罩输送给避灾工人,供风能力为100 L/min。送风器同时具有开关、节流、减压、消音的功能,因而,送给的压风清洁,工人呼吸后感到舒适。

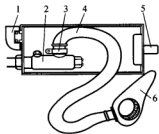


图6-31 ZY-M型压风自救装置结构示意图

1—盒体;2—送风器;3—卡箍;  
4—波纹软管;5—紧固螺母;6—面罩

##### 2. 安设地点与方式

《煤矿安全规程》规定,在突出煤层采掘工作面附近、爆破时撤离人员集中地点必须设有直通矿调度室的电话,并设置带有供给压缩空气设施的避难硐室或压风自救系统。工作面回风系统中有人作业的地点,也应设置压风自救系统。

压风自救装置安设在距采掘工作面25 m~40 m的采区巷道、综采工作面、高档普采工作面、放炮员操作放炮器的地点、警戒人员及撤离人员的位置和回风巷中有人作业处。

在长距离掘进巷道中,应每隔50 m设置一组压风自救装置,其他地点只设一组。每组有6~8个压风自救装置,压风自救装置通过支管、四通、球阀与压风管路相连。

综采工作面压风自救系统由压风自救装置、管路、放水器、气水分离器组成。综采工作面的主管采用气压胶管,敷设在液压支架2个立柱后面的底座上,自救装置和支管安装在液压支架顶部,主管及自救装置均随移架而前移。压风管路中的水通过放水器放水、气水分离器过滤压风管路中的油蒸气及铁锈渣,过滤干净的压风经支管进入压风自救装置。为保证压风自救系统供风可靠,系统最好采用同时与进、回巷压风管路连接的连环方式。

高档普采工作面压风自救系统与综采工作面相似,压风自救系统不同的是工作面主管采用钢丝编织的高压胶管,敷设在刮板输送机采空区侧的电缆槽内,不随机前移,连接自救装置的支管通过自封快速接头与主管连接,以便于回柱时人工将自救装置转移至靠煤壁一排单体液压支柱上。系统安装示意布置图如图6-32所示。

### 四、避难硐室

为了防止突出时涌出的大量瓦斯和喷出煤粉的危害,设置避难硐室很有必要,我国《煤矿安全规程》对设置避难硐室有明确规定。根据我国石门揭开煤层时煤抛出的最大距离和

人员的撤离速度,从煤层揭开地点到避难所的距离取 200 m 为宜。

在采掘工作面附近和放炮启动地点,也要设置避难硐室,避难硐室距采掘工作面的距离,应根据具体条件确定。考虑到采掘工作面的突出强度比石门揭开煤层时要小,巷道断面也比石门断面小,因此,此距离应小于 200 m,一般在采掘工作面 40 m 外设置。

避难硐室必须设向外开启的隔离门,室内净高不得小于 2 m,长度和宽度应根据同时避难的最人数确定,但人均占用面积不得少于  $0.5 \text{ m}^3$ 。室内支护必须良好,避难硐室内必须设有供给空气的设施,每人供风量按不小于  $0.3 \text{ m}^3/\text{min}$  计算。如果用压缩空气供应时,应有减压装置和带有阀门控制的呼吸管嘴。避难硐室内应根据避难最人数配备足够数量的隔离式自救器。

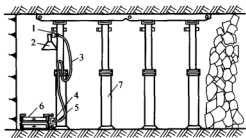


图 6-32 机采工作面压风自救

系统安装布置图

1—挂钩;2—送风器;3—支胶管;

4—三通;5—快速接头;

6—刮板输送机;7—单体液压支柱

## 第八节 岩石与瓦斯突出的防治

### 一、概述

#### (一) 突出实例

岩石与瓦斯突出是指在岩石中进行爆破作业时,在炸药直接作用范围之外所发生的岩石破碎和抛出。同煤与瓦斯突出相比,我国发生岩石与瓦斯突出的次数较少。迄今,仅在北票、重庆地区、营城、窑街和阜新东梁等局矿发生过各种类型的岩石与瓦斯突出 40 余次,其中包括砂岩与甲烷突出(北票、东梁),砂岩与二氧化碳突出(营城),以及砂岩、煤、二氧化碳和甲烷共同参与的突出。1983 年 1 月 30 日,阜新矿务局东梁二井在含油砂岩中掘进平巷时,放炮引起砂岩与瓦斯突出。突出空洞在巷道右前方,空洞腹大口小,最大宽度为 5 m,最大长度 9 m,空洞高度约 0.3 m,空洞前端有两个深度分别为 3.5 m 和 4.5 m 近圆形的分枝空洞,如图 6-33 所示。突出砂岩呈粉末状,最大抛出距离为 12 m,突出砂岩量为 100 t;突出砂岩的孔隙率实测为 13%~14%,坚固性系数  $f=0.4\sim0.5$ ;瓦斯组分中 97% 以上是甲烷。

#### (二) 岩石与瓦斯突出的基本特征与一般规律

岩石与瓦斯突出是与煤与瓦斯突出相类似的瓦斯动力现象,两者的差别仅在于参与突出的固体种类不同。岩石吸附瓦斯的能力一般远小于煤层,故岩石与瓦斯突出时,参与突出的主要是岩石孔隙和裂隙中所含的游离瓦斯。

##### 1. 岩石与瓦斯突出的基本特征

(1) 在岩石中形成空洞,空洞周围岩石片化成鳞状薄片。我国已见到的突出空洞多位于巷道上方及上隅角,呈不规则的拉长的椭圆形、倒瓶形或圆锥形,空洞中心线几乎与巷道

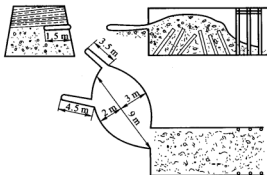


图 6-33 阜新东梁二井发生的岩石与瓦斯突出图

垂直。

(2) 喷出的岩石有分选现象。岩石从工作面抛出,多数为粉末状,少部分为块状,在堆积物上覆盖一层厚 0.2 m~0.5 m 的岩石粉末,而在顶板下面留有高 0.3 m~0.5 m 的通道,抛出物的大部分被粉碎成粒状,小部分为块状。

(3) 岩石抛出距离取决于岩石与瓦斯突出的强度,可以由数米到数十米,粉末状的岩石可以喷出百余米。如窑街三矿 1978 年 5 月 23 日的突出,岩石和煤喷出 163 m。

(4) 喷出岩石的堆积坡度小于自然安息角。突出的岩石量可以由数吨到上千吨。

(5) 突出时喷出的瓦斯量取决于岩石瓦斯含量、瓦斯种类、喷出的岩石量等。

(6) 动力效应较大,可推翻矿车、搬动大石块和破坏木支架等。

(7) 绝大多数突出前均有预兆出现,主要有瓦斯涌出增加、岩石变软、巷道压力增大、巷道顶板岩石呈片状脱落、炮眼利用率增高、发生底鼓等。

## 2. 岩石与瓦斯突出的一般规律

(1) 多发生在地质构造带。例如,北票局岩石与瓦斯突出的 60% 以上发生在断层附近;窑街皮带斜井的特大型突出也发生在断层区。

(2) 煤矿中迄今的岩石与瓦斯突出仅发生在砂岩中,与一般砂岩相比,突出危险的砂岩强度低、孔隙率大,砂岩中的胶结物含量低。

(3) 岩石与瓦斯突出发生前,工作面瓦斯涌出量增大,爆破后,进尺超过炮眼深度。

(4) 岩石与瓦斯突出迄今皆系爆破引起。

## 二、岩石与瓦斯突出危险性预测

岩石与瓦斯突出危险性可用综合指标法、岩心法、三指标法、预兆法预测。

### (一) 综合指标 B 值法

综合指标 B 值法一般用于井田的岩石与瓦斯突出危险性区域预测。应用该法时,利用地质勘探钻孔和井下钻孔所取的砂岩岩心,进行岩性、孔隙性和强度等分析和试验测定,根据测出的各指标值,按规定的标准打分,求出综合指标 B 值,并依此预测砂岩的突出危险性。

这种方法曾在前苏联的个别矿井中推广使用。

### (二) 岩心法

岩心法一般用于有突出危险的砂岩中掘进巷道和巷道揭开突出危险的砂岩层时。用岩

心法进行突出危险性预测时,在工作面前方沿巷道掘进方向打直径为 50 mm~75 mm、长度不小于 10 m 的钻孔,取出全部岩心,并记录从距工作面前方 2 m 起岩心中的薄片数。岩体的突出危险程度可参照下列方法进行预测:

- (1) 当取出岩心长度皆在 150 mm 以上,岩心上无裂隙环绕,则无突出危险;
- (2) 取出岩心长度多在 150 mm 以上,但岩心上有裂隙环绕,且夹杂着个别圆片时,表明巷道将进入一般突出危险区;
- (3) 当取出岩心在 1 m 长度内有 20~30 个圆片,其余岩心长度为 50 mm~100 mm,且带有环状裂隙的圆柱体时,表明巷道将进入中等程度突出危险地带;
- (4) 当取岩心 1 m 长度内,具有 30~40 个凸凹状圆片时,表明巷道将进入严重突出危险地带。

### (三) 三指标法

三指标法是指利用三因素综合法预测工作面砂岩与二氧化碳的突出危险性。三因素包括 1 m 长岩心的薄片数、新打钻孔封闭 5 min 时  $\text{CO}_2$  压力和岩石的坚固性系数。

利用三指标法,初步得出营城九井砂岩的突出危险临界值是:

- (1) 钻孔封闭 5 min 时的  $\text{CO}_2$  压力  $\geq 0.06 \text{ MPa}$ ;
- (2) 1 m 长岩心的圆片数  $\geq 70$  片;
- (3) 砂岩的坚固性系数  $f \leq 1$ 。

只有同时满足上述三指标时,才认为有突出危险。

钻孔封闭 5 min 时  $\text{CO}_2$  压力的测定方法:首先在工作面打直径为 42 mm,深 5 m~6 m 的钻孔,完孔后立即将胶囊封孔测压器送入钻孔,在孔底留测压室长度为 0.5 m。借助打气筒打气使胶囊膨胀封孔,充气压力为 0.05 MPa,经 5 min,测定钻孔  $\text{CO}_2$  压力。

### (四) 预兆法

根据国内外的实践,岩石与瓦斯突出前,往往也出现一些预兆,凡具有下列预兆,即可认为巷道将进入突出危险地带。

- (1) 砂岩呈薄片状或松软碎屑体;
- (2) 工作面爆破后,进尺超过炮眼深度;
- (3) 工作面瓦斯涌出量明显增大;
- (4) 有明显的火成岩侵入。

## 三、岩石与瓦斯突出防治

防止岩石与瓦斯突出造成人身伤亡事故,国内外普遍采用放震动炮(包括远距离放炮)安全防护措施。大多数防治煤与瓦斯突出的措施皆可用于防治岩石与瓦斯突出,如开采保护层、超前钻孔、松动爆破、排放钻孔等。现简要介绍防治岩石与瓦斯突出几种措施。

### (一) 改善爆破工艺参数

岩石与瓦斯突出系由爆破所引起,表明这种突出发生需要较大的诱发能量。通过改善爆破参数,减弱爆破对岩体的冲击震动,就可以减少突出次数和减小突出强度。改善爆破作业,可采用浅孔爆破和多段爆破法。

### (二) 深孔控制卸压爆破

深孔控制卸压爆破措施与松动爆破措施相比,其特点:一是增大了孔深和孔径;二是增加了破裂导向控制孔,从而增大爆破的松动卸压和瓦斯排放效果。

采用深孔控制卸压爆破措施时,在突出危险的砂岩掘进工作面,向远方岩体打4~5个直径为60 mm~75 mm、深15 m~25 m的钻孔,其中部分钻孔装药爆破,部分钻孔不装药,起控制爆破裂缝方向的作用。图6-34和6-35分别示出了工作面钻孔布置与爆破孔装药结构。为了检验爆破后的松动效果,在试验阶段,增打了观测孔,测定爆破前后钻孔孔瓦斯涌出量的变化。应用该措施时,爆破孔的最大超前距为5.0 m。

该措施可在岩石严重突出危险的地点应用。

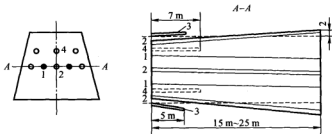


图 6-34 深孔控制卸压爆破钻孔布置图

1—爆破孔;2—控制孔;3—残孔;4—观测孔

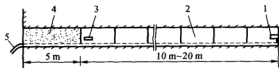


图 6-35 深孔控制卸压爆破孔装药结构

1—导爆索;2—药包;3—雷管;4—封泥;5—脚线

### (三) 开卸压槽

在岩石与瓦斯突出严重危险地带,可采用开卸压槽措施。卸压槽可以是近水平的,也可沿巷道轮廓线布置。卸压槽可用机械化方法或钻孔爆破法形成。槽的深度一般为1.2 m~2.0 m,槽高不小于40 mm,槽的超前距一般不小于0.6 m。

### (四) 限制挡栏

为限制岩石突出的强度,在岩石与瓦斯突出严重危险地带放炮时应设置挡栏。钢绳挡栏是一种轻便型挡栏。钢丝绳编成方格网状,钢丝绳直径22 mm~25 mm,绳间距150 mm~200 mm,挡栏设置在距工作面3.0 m~3.5 m处。

## 思考题与习题

- 6-1 什么叫煤与瓦斯突出?
- 6-2 试述煤与瓦斯突出的机理。
- 6-3 试述煤与瓦斯突出发生的条件。
- 6-4 简述煤与瓦斯突出的基本规律。

- 6-5 简述煤与瓦斯突出前的主要预兆及应采取的措施。
- 6-6 简述煤与瓦斯突出的危险性。
- 6-7 试述我国目前防治煤与瓦斯突出措施的主要思路。
- 6-8 试述区域性预测突出的主要方法,并分析其主要优缺点和适用条件。
- 6-9 试述局部性预测突出的主要方法,并分析其主要优缺点和适用条件。
- 6-10 试述震动性爆破措施适用条件与主要缺点。
- 6-11 试述开采保护层的作用机理与原理。
- 6-12 开采保护层后,如何确定其保护的範圍?
- 6-13 分析掘进工作面局部防突措施的特点与适用条件。
- 6-14 分析采煤工作面局部防突措施的特点与适用条件。
- 6-15 根据实习矿井的实际突出情况,制定一个有针对性、实用性、科学性的防突措施。
- 6-16 试述防治煤与瓦斯突出措施效果检验的必要性和实质。
- 6-17 根据实习矿井实际情况,制定一个完善的安全防护措施。
- 6-18 试述制约煤与瓦斯突出防治的主要因素和改进方案。
- 6-19 简述岩石与瓦斯突出危险性预测的主要方法。
- 6-20 简述岩石与瓦斯突出的主要防治措施。



## 第七章 矿井瓦斯抽放

矿井的瓦斯涌出量一般随开采深度的增加而增加。近年来,随着矿井开采深度加深、生产规模的扩大,以及生产集中化、综合机械化程度的提高,采掘工作面的瓦斯涌出量急剧加大,单靠加大通风量来冲淡矿井瓦斯的作法,因受到巷道断面面积和风速的限制,已远远不能满足现代化生产的要求。因此,必须采取专门的控制瓦斯涌出措施将采掘工作面回风流中瓦斯浓度控制在安全限度内。国内外广泛采用的控制瓦斯涌出的措施是瓦斯抽放。即将煤层或采空区的瓦斯经由钻孔(或巷道)、管道、抽放泵直接抽至总回风巷或地面,有效地解决了回采区瓦斯浓度超限问题。

### 第一节 瓦斯抽放概况

#### 一、瓦斯抽放发展概况

我国是发现煤矿瓦斯和进行瓦斯抽放最早的国家。1637年明代自然科学家宋应星在《天工开物》中叙述了煤矿开采过程中瓦斯涌出和抽放瓦斯的初期工艺。我国于1938年在辽宁抚顺龙凤矿进行了具有工业规模的机械抽放采空区瓦斯试验,1940年该煤矿在地面上建立了一座100 m<sup>3</sup>的瓦斯储气罐。新中国的煤矿井下瓦斯抽放始于20世纪50年代,1952年在抚顺龙凤矿进行了井下煤层瓦斯抽放试验并获得成功,随后逐步推广到全国高瓦斯矿区,瓦斯抽放矿井、瓦斯抽放量和抽放率逐年增加,全国瓦斯抽放矿井增长情况见表7-1。

表7-1 全国井下瓦斯抽放矿井统计

时期	20世纪50年代	60年代	70年代	80年代	90年代	2000年	2003年
抽放矿井数	6	20	83	111	146	184	203

截止2000年底,全国共有71个矿务局(或煤业公司)的184个煤矿建立了瓦斯井下抽放系统。

自开展井下瓦斯抽放以来,我国矿井瓦斯抽放量一直呈高速增长趋势,1980年井下瓦斯抽放量超过1 000万 m<sup>3</sup>的矿区为5个,1990年增加到10个,2000年再增至20个。1980年~2002年全国煤矿瓦斯抽放量情况见表7-2,其中2003年我国矿井瓦斯抽放总量达15.21亿 m<sup>3</sup>,比2000年抽放总量增长10.6%。

2003年瓦斯抽放总量大于1亿 m<sup>3</sup>的局(公司)有3个,其中阳泉2.5亿 m<sup>3</sup>,淮南1.3亿 m<sup>3</sup>,抚顺1.1亿 m<sup>3</sup>。瓦斯抽放量呈上升趋势的主要矿务局有:辽宁抚顺,山西阳泉,重庆松藻、天府、南桐、中梁山,安徽淮南,贵州水城、盘江和六枝,河南焦作、平顶山,宁夏石炭井,四川芙蓉及吉林辽源,其中晋城、淮南和盘江的瓦斯抽放量增长迅速。这些矿务局(公

司)还将是我国今后瓦斯抽放的重点。

表 7-2 我国主要矿区瓦斯抽放量

10<sup>4</sup> m<sup>3</sup>

煤矿	1980 年	1985 年	1990 年	1995 年	1998 年	2000 年	2002 年
辽宁抚顺	9 988	10 212	10 863	12 231	12 685	12 856	12 761
山西阳泉	8 578	8 952	7 691	9 268	11 514	11 726	19 985
重庆松藻	1 070	3 409	5 923	5 642	6 953	7 635	9 270
重庆天府	544	1 291	2 259	2 939	2 646	7 716	1 712
重庆南桐	170	718	2 200	2 066	2 833	2 273	1 460
...	...	...	...	...	...	...	...
全国合计	29 341	330 127	43 434	60 036	74 242	91 793	114 610

## 二、瓦斯抽放的目的、条件及意义

矿井瓦斯抽放是指为了减少和解除矿井瓦斯对煤矿安全生产的威胁,利用机械设备和专用管道造成的负压,将煤层中存在或释放出来的瓦斯抽出来,输送到地面或其他安全地点的方法,它对煤矿的安全生产具有重要的意义。

### 1. 抽放瓦斯的目的

(1) 预防瓦斯超限,确保矿井安全生产。矿井、采区或工作面用通风方法将瓦斯冲淡到《煤矿安全规程》规定的浓度以下在技术上不可能,或虽然可能但经济上不合理时,应考虑抽放瓦斯措施。

(2) 开采保护层并具有抽放瓦斯系统的矿井,应抽放被保护层的卸压瓦斯。抽放近距离被保护层的瓦斯,可减少卸压瓦斯涌入保护层工作面和采空区,保证保护层安全顺利地回采。抽放远距离被保护层的瓦斯,可以扩大保护范围与程度,并于事后在被保护层内进行掘进和回采时,瓦斯涌出量会显著减少。

(3) 无保护层可采的矿井,预抽瓦斯可作为区域性或局部防突措施来使用。

(4) 开发利用瓦斯资源,变害为利。

### 2. 抽放瓦斯的条件

《煤矿安全规程》规定,有下列情况之一的矿井,必须建立地面永久抽放系统或井下临时抽放系统:

(1) 一个采煤工作面的瓦斯涌出量大于 5 m<sup>3</sup>/min 或一个掘进工作面的瓦斯涌出量大于 3 m<sup>3</sup>/min,用通风方法解决瓦斯问题不合理。

(2) 矿井的绝对瓦斯涌出量达到以下条件的:

- ① 大于或等于 40 m<sup>3</sup>/min;
- ② 年产量 1.0 Mt~1.5 Mt 的矿井,大于 30 m<sup>3</sup>/min;
- ③ 年产量 0.6 Mt~1.0 Mt 的矿井,大于 25 m<sup>3</sup>/min;
- ④ 年产量 0.4 Mt~0.6 Mt 的矿井,大于 20 m<sup>3</sup>/min;
- ⑤ 年产量小于或等于 0.4 Mt 的矿井,大于 15 m<sup>3</sup>/min。

(3) 开采有煤与瓦斯突出危险煤层的。

### 3. 抽放瓦斯的意义

(1) 瓦斯抽放是消除煤矿重大瓦斯事故的治本措施。

(2) 瓦斯抽放能够解决矿井仅靠通风难以解决的问题,以及降低矿井通风成本。

(3) 瓦斯抽放能够利用宝贵的瓦斯资源。

### 三、瓦斯抽放的方法

瓦斯抽放工作经过几十年的经验积累和不断发展提高,根据不同地点、不同煤层条件及巷道布置方式,人们总结出了各种瓦斯抽放方法。但到目前为止,还没有统一的分类方法。尽管如此,为了便于抽放瓦斯技术的发展和管理工作,一般按不同的条件进行不同的分类,主要有:

#### 1. 按抽放瓦斯来源分类

这种分类方法有:本煤层瓦斯抽放、邻近层瓦斯抽放、采空区瓦斯抽放和围岩瓦斯抽放。

#### 2. 按抽放瓦斯的煤层是否卸压分类

这种分类的方法主要有:未卸压煤层抽放瓦斯和卸压煤层抽放瓦斯。

#### 3. 按抽放瓦斯与采掘时间关系分类

这种分类的方法主要有:煤层预抽瓦斯、边采(掘)边抽和采后抽放瓦斯。

#### 4. 按汇集瓦斯的方法分类

这种分类的方法主要有:钻孔抽放、巷道抽放和钻孔巷道混合抽放。

### 四、瓦斯抽放难易程度及抽放效果的指标

#### 1. 钻孔瓦斯流量衰减系数 $\alpha$

钻孔瓦斯流量衰减系数  $\alpha$  是表示钻孔瓦斯流量随着时间延长呈衰减变化的系数。其测算方法是选择具有代表性的地区,打直径 75 mm 钻孔,先测定其初始瓦斯流量  $Q_0$ ,经过时间  $t$  (10 d) 以后,再测其瓦斯流量  $Q_t$ ,因钻孔瓦斯流量按负指数规律衰减,则

$$Q_t = Q_0 e^{-\alpha t}$$

$$\alpha = (\ln Q_0 - \ln Q_t) / t \quad (7-1)$$

式中  $\alpha$ ——钻孔瓦斯流量衰减系数,  $d^{-1}$

$Q_0$ ——钻孔初始瓦斯流量,  $m^3/min$ ;

$Q_t$ ——经过  $t$  时间后的钻孔瓦斯流量,  $m^3/min$ ;

$t$ ——时间, d。

#### 2. 煤层透气性系数 $\lambda$

煤层透气性系数是衡量煤层瓦斯流动与抽放瓦斯难易程度的标志之一。它是指在  $1 m^3$  煤体的两侧,瓦斯压力平方差为  $1 MPa^2$  时,通过  $1 m$  长度的煤体,在此  $1 m^2$  煤面上,每日流过的瓦斯量。测定方法是在岩石巷道中向煤层打钻孔,钻孔应尽量垂直贯穿整个煤层,然后堵孔测出煤层的真实瓦斯压力,再打开钻孔排放瓦斯,记录流量和时间。故煤层透气性系数的单位为  $m^2/(MPa^2 \cdot d)$ 。可用下式表示:

$$\lambda = K/2\mu p_0 \quad (7-2)$$

式中  $\lambda$ ——煤层透气性系数,  $m^2/(MPa^2 \cdot d)$ ;

$K$ ——煤的渗透率,  $cm^2$ ;

$\mu$ ——瓦斯( $CH_4$ )的绝对黏度,  $1.08 \times 10^{-8} N \cdot s/cm^2$ ;

$p_0$ —— $0.1013 MPa$  (一个标准大气压)。

原煤炭工业部《矿井瓦斯抽放管理规范》将未卸压的原始煤层瓦斯抽放的难易程度划分

为容易抽放、可以抽放、较难抽放三类,见表 7-3。

表 7-3 瓦斯抽放的难易程度分类

类 别	指 标	钻孔流量衰减系数( $\alpha$ ) /d <sup>-1</sup>	煤层透气性系数 $\lambda$ /(m <sup>2</sup> /MPa <sup>2</sup> ·d)
容易抽放		>0.003	>10
可以抽放		0.003~0.05	10~0.1
较难抽放		>0.05	<0.1

### 3. 矿井瓦斯储量

矿井瓦斯储量是指矿井开采过程中能够向矿井排放的煤(岩)所储存的瓦斯量。

矿井瓦斯储量可按下式计算:

$$W = W_1 + W_2 + W_3 + W_4 \quad (7-3)$$

式中  $W$ ——矿井瓦斯储量, m<sup>3</sup>;

$W_1$ ——可采层的瓦斯储量, m<sup>3</sup>;

$W_2$ ——局部可采层的瓦斯储量, m<sup>3</sup>;

$W_3$ ——采动影响范围内邻近层的瓦斯储量, m<sup>3</sup>;

$W_4$ ——采动影响范围内围岩的瓦斯储量, m<sup>3</sup>。

各煤(岩)层的瓦斯储量按下式计算:

$$W_i = A_i \cdot X_i \quad (7-4)$$

式中  $W_i$ ——含瓦斯煤层(围岩) $i$  的瓦斯储量, m<sup>3</sup>;

$A_i$ ——含瓦斯煤层(围岩) $i$  的地质储量, t;

$X_i$ ——煤层(围岩) $i$  的瓦斯含量, m<sup>3</sup>/t。

### 4. 可抽瓦斯量

可抽瓦斯量是指瓦斯储量中可能被抽放出来的瓦斯量,可按下式计算:

$$W_k = W \cdot d_k / 100 \quad (7-5)$$

式中  $W_k$ ——矿井可抽瓦斯量, m<sup>3</sup>;

$W$ ——矿井瓦斯储量, m<sup>3</sup>;

$d_k$ ——矿井瓦斯抽放率, %。

### 5. 瓦斯抽放率

#### 1) 矿井瓦斯抽放率

矿井瓦斯抽放率是指矿井的抽出瓦斯量占其风排瓦斯量与抽放瓦斯量之和的百分比。

即

$$d_k = 100 Q_{kc} / (Q_{ky} + Q_{kc}) \quad (7-6)$$

式中  $d_k$ ——矿井瓦斯抽放率, %;

$Q_{ky}$ ——矿井风排瓦斯量, m<sup>3</sup>/min;

$Q_{kc}$ ——矿井抽放瓦斯量, m<sup>3</sup>/min。

#### 2) 工作面开采层的抽放率

开采层的抽放率是指从开采层抽出的瓦斯量占开采层涌出及其抽出瓦斯量的百分比。

即

$$d_b = 100 Q_{bc} / (Q_{bc} + Q_{by}) \quad (7-7)$$

式中  $d_b$ ——开采层的抽放率, %;

$Q_{bc}$ ——从开采层抽出的瓦斯量,  $m^3/min$ ;

$Q_{by}$ ——开采层涌出瓦斯量,  $m^3/min$ 。

### 3) 工作面邻近层的抽放率

邻近层的抽放率是指从邻近层抽出的瓦斯量占邻近层涌出及其抽出量之百分比。即

$$d_l = 100 Q_{lc} / (Q_{lc} + Q_{ly}) \quad (7-8)$$

式中  $d_l$ ——邻近层的抽放率, %

$Q_{lc}$ ——从邻近层抽出的瓦斯量,  $m^3/min$ ;

$Q_{ly}$ ——从邻近层涌出的瓦斯量,  $m^3/min$ 。

### 4) 工作面总抽放率

工作面总抽放率是指从工作面开采层与邻近层抽出的瓦斯量占其涌出及其抽出量的百分比。即

$$d_g = 100 (Q_{bc} + Q_{lc}) / (Q_{lc} + Q_{ly} + Q_{bc} + Q_{by}) \quad (7-9)$$

式中  $d_g$ ——工作面总抽放率, %;

其他符号意义同前。

《矿井瓦斯抽放管理规范》规定:预抽煤层瓦斯的矿井,矿井抽出率不小于 20%,采煤工作面抽出率不小于 20%;邻近层卸压抽放的矿井,矿井抽出率不小于 35%,采煤工作面抽出率不小于 45%;采用混合抽放方法的矿井,矿井抽出率不小于 25%。

## 第二节 本煤层瓦斯抽放

本煤层瓦斯抽放,又称为开采层抽放。其目的是为了减少开采煤层中的瓦斯含量和降低回风流中的瓦斯浓度,以确保矿井安全生产。

### 一、本煤层瓦斯抽放的原理

本煤层瓦斯抽放就是在煤层开采之前或采掘的同时,用钻孔或巷道进行该煤层的抽放工作。煤层回采前的抽放属于未卸压抽放,在受到采掘工作面影响范围内的抽放,属于卸压抽放。

### 二、本煤层瓦斯抽放的分类

本煤层瓦斯抽放按抽放的机理,可分为未卸压抽放和卸压抽放;按汇集瓦斯的方法,可分为钻孔抽放、巷道抽放和巷道与钻孔综合抽放三类。

#### 1. 本煤层未卸压抽放

决定未卸压煤层抽放效果的关键性因素是煤层的自然透气性系数。具体抽放方法分为:

- (1) 岩巷揭煤时,由岩巷向煤层施工穿层钻孔进行抽放。
- (2) 煤巷掘进预抽时,在煤巷掘进工作面施工超前钻孔进行抽放。
- (3) 采区大面积预抽时,由开采层机巷、风巷或煤门等施工上向、下向顺层钻孔,或由石

门、岩巷、邻近层煤巷等向开采层施工穿层钻孔,以及由地面施工穿层钻孔等进行抽放。

## 2. 本煤层卸压抽放

在受回采或掘进的采动影响下,引起煤层和围岩的应力重新分布,形成卸压区和应力集中区。在卸压区内煤层膨胀变形,透气性系数增加,在这个区域内打钻抽放瓦斯,可以提高抽放量,并阻截瓦斯流向工作空间。本煤层卸压抽放分为:

- (1) 由煤巷两侧或岩巷向煤层周围施工钻孔进行边掘边抽。
- (2) 由开采层机巷、风巷等向工作面前方卸压区施工钻孔进行边采边抽。
- (3) 由岩巷、煤门等向开采分层的上部或下部未采分层施工穿层或顺层钻孔进行边采边抽。

## 三、本煤层瓦斯抽放的布置形式及特点

### 1. 本煤层未卸压钻孔预抽

本煤层未卸压钻孔预抽瓦斯是指钻孔打入未卸压的原始煤体进行抽放瓦斯。其抽放效果与原始煤体透气性和瓦斯压力有关。煤层透气性越小、瓦斯压力越低,越难抽出瓦斯。对于透气性系数大或没有邻近卸压条件的煤层,可以预抽原始煤体瓦斯。该法按钻孔与煤层的关系分为穿层钻孔和顺层钻孔。按钻孔角度分上向孔、下向孔和水平孔。

#### 1) 穿层钻孔抽放

穿层钻孔抽放是在开采煤层的顶底板岩石巷道(或煤巷)或邻近煤层巷道中,每隔一段距离开一长约 10 m 的钻场,从钻场向煤层施工 3~5 个穿透煤层全厚的钻孔,封孔或将整个钻场封闭起来,插上瓦斯抽放管并与抽放系统连接进行抽放。图 7-1 为抚顺龙凤矿穿层钻孔抽放瓦斯的示意图。

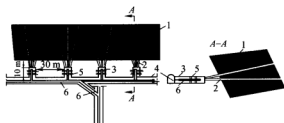


图 7-1 抚顺龙凤矿穿层钻孔抽放瓦斯的示意图

1—煤层;2—钻孔;3—钻场;4—运输大巷;5—封闭墙;6—瓦斯管路

此种抽放方法的特点是施工方便,可以预抽的时间长。如果是厚煤层分层开采,第一分层回采后,还可以在卸压的条件下抽放未采分层的瓦斯。它主要适用于煤层的透气性系数较大,且有较长预抽时间的近距离煤层群或厚煤层。

#### 2) 顺层钻孔抽放

顺层钻孔是在巷道进入煤层后再沿煤层所打的钻孔,可以用于石门见煤处、煤巷及采煤工作面,在我国采用较多的是采煤工作面。主要方法是在采煤工作面准备好后,由工作面的运输巷和回风巷沿煤层的倾斜方向施工顺层倾向钻孔,或由采区上、下山沿煤层走向施工水平钻孔,封孔后安装抽放管路并与抽放系统连接进行抽放,钻孔布置形式如图 7-2 所示。

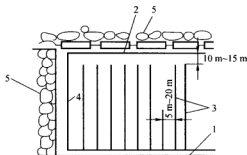


图 7-2 未卸压顺层钻孔抽放开采煤层示意图

1—运输巷;2—回风巷;3—钻孔;4—采煤工作面;5—采空区

### 实例:淮南潘一矿顺层长钻孔抽放瓦斯

淮南潘一矿 2622(3)高瓦斯采煤工作面采用了煤层顺层长钻孔抽放瓦斯的方法,解决了该面的综放消突问题。它的钻孔布置方式为:从工作面开切眼开始 80 m 为工作面预抽区,在工作面开切眼沿走向方向施工顺层长钻孔,钻孔间距为 3 m,孔深 80 m;在上、下风巷距工作面开切眼 80 m~150 m 为密钻孔预抽区,钻孔间距 3 m;距工作面开切眼 150 m~370 m 为第一预抽区,钻孔间距 4 m;距工作面开切眼 370 m~590 m 为第二预抽区,钻孔间距 6 m;距工作面开切眼 590 m~880 m 为第三预抽区,钻孔间距 7 m,然后沿工作面倾向方向,在各个预抽区施工顺层抽放钻孔,钻孔直径为 75 mm,上风巷孔深 80 m,下风巷孔深 100 m。在抽放过程中,抽放浓度为 5%~15%,抽放流量为  $1 \text{ m}^3/\text{min}$ ~ $3 \text{ m}^3/\text{min}$ ,煤层瓦斯预抽率达到了 32.78%。

此种抽放方法的缺点是常受采掘接替的限制,抽放时间不长,影响抽放效果。它主要用于煤层赋存条件稳定、地质变化小的单一厚煤层。

### 2. 本煤层未卸压巷道预抽瓦斯

巷道预抽是 20 世纪 50 年代初,我国抚顺矿区成功试验本煤层预抽瓦斯时最初采用的一种抽放瓦斯方式:即在采区回采之前,按照采区设计的巷道布置,提前把巷道掘出来,构成系统,然后将所有入、排风口都加以密闭,同时,在各排风口密闭处插管并铺设抽放瓦斯管路,将煤层中的瓦斯预先抽放出来。经过一段时期的抽放,待瓦斯浓度降低至规定的范围后即可回采。抽放瓦斯巷道的设计与布置,除必须完全适应将来的开采工作需要外,还要充分利用瓦斯流动的特性,既能抽放本采段的煤层瓦斯,又能截抽下段煤层瓦斯。基于这一考虑,一般都将瓦斯巷道布置在煤层顶分层和上、下段之间的阶段煤柱中,其巷道布置如图 7-3 所示。

#### 1) 巷道预抽瓦斯的优点

- (1) 可以提前将采区的准备巷道掘出来,不影响生产正常接替。
- (2) 煤壁暴露面积大,有利于瓦斯涌出和抽放。
- (3) 在掘进瓦斯巷道时,对该区的瓦斯涌出形式、地质构造等能进一步了解,有利于采取对策,实现安全生产。
- (4) 对下段(或下一个水平)采区和邻区的煤层瓦斯,可起到一定的释放和截抽作用。

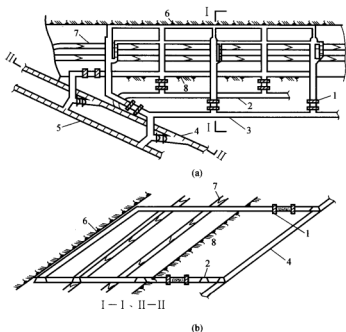


图 7-3 抚顺龙凤矿瓦斯巷道布置图

(a) 平面图; (b) 剖面图

1—密闭; 2—运输巷; 3—排风巷; 4—轨道上山; 5—回风上山; 6—煤层顶板; 7—夹矸; 8—煤层底板

## 2) 巷道预抽瓦斯的缺点

(1) 掘进时瓦斯涌出量大, 施工困难。

(2) 在掘进瓦斯巷道时, 约有占煤层总量 20% 的瓦斯释放出来随风流排掉, 减少了可供抽放的瓦斯量。

(3) 瓦斯巷道中的密闭, 由于矿压的作用, 很难保持其气密性, 空气容易进入密闭区内, 使抽出瓦斯浓度降低。

(4) 巷道布置必须符合采煤工作要求, 不能随意改变。

(5) 巷道至少要被封闭 2~3 年时间, 年久失修, 给后期采煤维修巷道增加了工作量, 也给煤层顶板管理带来一定困难。

从技术、经济和安全等因素综合分析, 虽然巷道法抽放瓦斯也具有有一些优点, 由于存在的缺点已使其优越性显得不足, 因而随着抽放瓦斯技术的发展, 已被其他抽放瓦斯方法替代。

巷道法抽放瓦斯, 虽然已不再被用作主要的抽放瓦斯方法, 但仍有一些矿井作为辅助方法应用。如有的矿井已经建立瓦斯抽放系统, 并进行正常抽放, 而部分煤巷暂时不用或有的巷道瓦斯涌出量较大, 可进行密闭抽放, 这样既可减少矿井瓦斯涌出量, 也可增加瓦斯抽放量。

在抚顺矿区曾采用过巷道-钻孔混合法抽放, 即利用采区已掘出的主要巷道, 布置钻场和钻孔, 然后将巷道和钻孔一起进行密闭抽放, 也取得了很好的效果。



### 3. 本煤层抽放卸压瓦斯

这种形式既可用于掘进巷道,也可用于采煤工作面。具体方法如下:

#### 1) 边掘边抽

在掘进巷道的两帮,随掘进巷道的推进,每隔 40 m~50 m 施工一个钻机窝,每个钻机窝内沿巷道掘进方向施工 4 个深度 50 m~60 m 的抽放钻孔;在掘进迎头每次施工 12~16 个、孔深 16 m~20 m 的抽放钻孔,钻孔布置形式如图 7-4 所示;掘进迎头及两帮钻场的钻孔在终孔时,上排施工至煤层顶板,下排施工至煤层底板,钻孔控制范围为巷道周界外 4 m~5 m,孔底间距为 2 m~3 m,钻孔直径为 75 mm,封孔深度为 3 m~5 m,封孔后连接于抽放系统进行抽放。掘进迎头钻孔做到打一个孔、封一个孔、合一个孔、抽一个孔,待最后一个钻孔抽放 16 h 后方可进行措施效果检验。巷道周围的卸压区一般为 5 m~15 m,个别煤层可达 15 m~30 m。

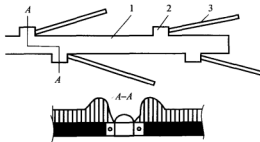


图 7-4 边掘随抽的钻孔布置

1—掘进巷道; 2—钻窝; 3—钻孔

此种抽放方法经淮南潘一矿高突掘进工作面使用情况分析,抽放浓度为 6%~30%,抽放流量为  $0.5 \text{ m}^3/\text{min}$ ~ $1.5 \text{ m}^3/\text{min}$ ,抽放率能达到 20%~30%。它的特点是能控制掘进巷道迎头的煤层瓦斯赋存状况,既保证了掘进巷道迎头的瓦斯抽放,又能降低巷道两帮的瓦斯涌出量,在巷道掘进期间能继续抽放巷道两帮的卸压瓦斯,保证了高突煤巷的安全掘进。

#### 2) 边采边抽

在采煤工作面前方一定距离有一个应力集中带,并随工作面的向前推进而同时前移,如图 7-5 所示。在应力集中带与采煤工作面之间有一个约 10 m 的卸压带,在此区域内可以抽放瓦斯。布置钻孔时,抽放钻孔需提前布置在煤层内,当卸压带接近前开始抽放瓦斯;当卸压带移至钻孔时瓦斯抽出量增大;之后,当工作面推进到距钻孔 1 m~3 m 时,钻孔处于煤面的挤压带内,大量空气开始进入孔隙,使抽出的瓦斯浓度降低。这种抽放方式,因钻孔截断了工作面前方瓦斯向采场涌出,因此能有效地降低工作面瓦斯涌出量。另一方面,由于工作面不断推进,使每一个钻孔抽放卸压瓦斯的时间较短,所以抽放率不高。

此种抽放方法的特点是利用采煤工作面前方卸压带透气性增大的有利条件,可提高抽放率。在下行分层工作面,钻孔应靠近底板,上行分层工作面靠近顶板。它主要适用于煤层赋存平稳的煤层。

本煤层瓦斯抽放存在的问题是,由于单孔抽放流量较小,当煤层透气性差时,钻孔工程量;在巷道掘进期间,由于瓦斯涌出量大,因此掘进困难。

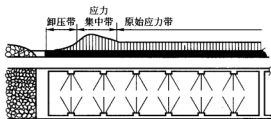


图 7-5 边采边抽的钻孔布置

#### 四、提高本煤层瓦斯抽放量的途径

我国多数煤层属低透气性煤层,对低透气性煤层进行瓦斯预抽困难较多。虽然多打钻孔、长时间进行抽放可以达到一定的目的,但由于打钻工作量大,长时间提前抽放与采掘工作有矛盾,因此必须采用专门措施增加瓦斯的抽放率。这些措施如下:

##### 1. 增大钻孔直径

目前,各国的抽放钻孔直径都有增大的趋势。我国阳泉矿区试验表明,预抽瓦斯钻孔直径由 73 mm 增至 300 mm,抽出瓦斯量约增加 3 倍。日本亦平煤矿钻孔直径由 65 mm 增至 120 mm,抽出瓦斯量约增加 3.5 倍。德国鲁尔区煤田也得到类似效果。

##### 2. 提高抽放负压

提高抽放负压是否能显著增加抽放量还存在着不同的看法,一些矿井提高抽放负压后抽放量明显增加。例如,日本内和赤平煤矿抽放负压由 20 kPa 提高到 47 kPa~67 kPa,抽出量增加 2~3 倍;我国鹤壁煤矿抽放负压由 3.3 kPa 提高到 10.6 kPa,抽出瓦斯量增加 25%。其他一些矿井也得到类似的结果。

##### 3. 增大煤层透气性

对低透气性煤层,提高透气性以增大瓦斯抽出量,目前主要采取的措施如下:

###### 1) 地面钻孔水力压裂

水力压裂是从地面向煤层打孔,以大于地层静水压力的液体压裂煤层,从而增大煤层的透气性,提高抽放率。压裂液是清水加表面活性剂的水溶液、酸溶液,掺入增添加剂。压裂钻孔间距一般为 250 m~300 m。

实践证明,当煤层瓦斯压力大于 470 kPa~7 000 kPa(在有高空隙围岩时,瓦斯压力大于 980 kPa),瓦斯含量高于  $10 \text{ m}^3/\text{t}$ ,进行水力压裂是适宜的。

###### 2) 水力破裂

水力破裂是在井下巷道向煤层打钻,下套管固孔,注入高压水,破裂煤体,提高瓦斯抽放率。它与水力压裂的区别在于影响范围小,工作液内不加其他增添加剂。一般破裂半径可达 40 m~50 m,因此应根据破裂半径在煤层内均匀布孔,使煤层全面受到破裂影响。当煤层破裂后(有时可见附近巷道或钻孔涌出压裂水),排出破裂液,在破裂区另打抽放钻孔与破裂孔联合抽放瓦斯,抽放率可达 50%~60%,抽放孔间距不应大于 40 m。若只用水力破裂孔抽放瓦斯,抽放率仅为 10%~20%。破裂煤体后,预抽瓦斯的时间可以缩短到 4 个月之内。

###### 3) 水力割缝

水力割缝是用高压水射流切割孔两侧煤体(即割缝),形成大致沿煤层扩张的空洞与裂

缝。增加煤体的暴露面,造成割缝上、下煤体的卸压,增大透气性。鹤壁四矿在硬度为 0.67 的煤层内,用 8 MPa 的水压进行割缝时,在钻孔两侧形成深 0.8 m、高 0.2 m 的缝槽,钻孔百米瓦斯涌出量由  $0.01 \text{ m}^3/\text{min} \sim 0.079 \text{ m}^3/\text{min}$ ,增加到  $0.047 \text{ m}^3/\text{min} \sim 0.169 \text{ m}^3/\text{min}$ ,使原来较难抽放的煤层变成可抽放的煤层。

#### 4) 交叉钻孔

交叉钻孔是除沿煤层打垂直于走向的平行孔外,还打与平行钻孔呈  $15^\circ \sim 20^\circ$  夹角的斜向钻孔,形成互相连通的钻孔网。其实质相当于扩大了钻孔直径,同时斜向钻孔延长了钻孔在卸压带的抽放时间,也避免了钻孔坍塌而对抽放效果的影响。在焦作九里山煤矿的试验表明,这种布孔方式与常规的布孔方式相比,在相同条件下提高抽放量 0.46~1.02 倍。

### 第三节 邻近层瓦斯抽放

在我国瓦斯矿井中,邻近层瓦斯抽放技术已经得到广泛的应用,从 20 世纪 50 年代起,先后在阳泉、天府、中梁山等矿务局取得了较好的效果,但近距离的上、下邻近层抽放仍沿用一般的邻近层抽放技术,不仅效果欠理想,而且还会给生产带来麻烦。“八五”以来,对近距离邻近层瓦斯抽放难题进行了研究,提出了不同开采技术条件下的近距离邻近层瓦斯抽放方法,取得了较好的效果。

开采煤层群时,回采煤层的顶、底板围岩将发生冒落、移动、龟裂和卸压,透气性系数增大。回采煤层附近的煤层或夹层中的瓦斯,就能向回采煤层的采空区转移。这类能向开采煤层采空区涌出瓦斯的煤层或夹层,称为邻近层。位于开采煤层顶板内的邻近层称上邻近层,底板内的称下邻近层。

#### 一、邻近层瓦斯抽放原理和分类

在煤层群开采时,由于开采层的采动影响,使其上部或下部的围岩及煤层卸压,并使这些煤岩层的膨胀变形和透气性的大幅度提高,引起这些煤层的瓦斯向开采层采掘空间涌出。为了防止和减少邻近层的瓦斯通过层间的裂隙大量涌向开采层,可采用抽放的方法处理这一部分瓦斯,这种抽放方法称邻近层瓦斯抽放。目前认为,这种抽放是最有效和被广泛采用的抽放方法。

邻近层瓦斯抽放按邻近层的位置分为上邻近层(或顶板邻近层)抽放和下邻近层(或底板邻近层)抽放两类;按汇集瓦斯的方法分为钻孔抽放、巷道抽放和巷道与钻孔综合抽放三类。

##### 1. 上邻近层瓦斯抽放

上邻近层瓦斯抽放是指邻近层位于开采层的顶板,通过巷道或钻孔来抽放上邻近层的瓦斯。根据岩层的破坏程度与位移状态可把顶板划分为冒落带、裂隙带和弯曲下沉带,底板划分为裂隙带和变形带。冒落带高度一般为采厚的 5 倍,在距开采层较近、处于冒落带内的煤层,因随冒落带的冒落而冒落,瓦斯完全释放到采空区内,很难进行上邻近层抽放。裂隙带的高度为采厚的 8~30 倍,此带因充分卸压,瓦斯大量解吸,是抽放瓦斯的最好区带,抽放量,浓度高。因此,上邻近层抽放范围取冒落带高度为下限距离,裂隙带的高度为上限距离。上邻近层瓦斯抽放方法分为:

(1) 由开采层运输巷、回风巷或层间岩巷等向上邻近层施工钻孔进行瓦斯抽放。

- (2) 由开采层运输巷、回风巷等向采空区方向施工斜交钻孔进行瓦斯抽放。
- (3) 在上邻近层掘汇集瓦斯的巷道进行抽放。
- (4) 从地面施工钻孔进行抽放。

## 2. 下邻近层瓦斯抽放

下邻近层瓦斯抽放即是邻近层位于开采层的底板,通过巷道或钻孔来抽放下邻近层的瓦斯。根据上述三带原理,由于下邻近层不存在冒落带,所以不考虑上部边界,至于下部边界,一般不超过 60 m~80 m。下邻近层瓦斯抽放方法可分为:

- (1) 由开采层运输巷、回风巷或层间岩巷等向下邻近层施工钻孔进行瓦斯抽放。
- (2) 由开采层运输巷、回风巷等向采空区方向施工斜交钻孔进行瓦斯抽放。
- (3) 在下邻近层掘汇集瓦斯巷道进行抽放。
- (4) 从地面施工钻孔进行抽放。

## 二、钻孔抽放

### 1. 钻孔布置的方式

目前国内外广泛采用钻孔法,即由开采煤层进、回风巷道向邻近层打穿层钻孔抽放瓦斯,或由围岩大巷向邻近层打穿层钻孔抽放瓦斯。当采煤工作面接近或超过钻孔时,岩体卸压膨胀变形,透气系数增大,钻孔瓦斯的流量有所增加,即可开始抽放。钻孔的抽出量随工作面的推进而逐渐增大,达最大后能以稳定的抽出量维持一段时间(几十天到几个月)。之后,由于采空区逐渐压实,透气系数逐渐恢复,抽出量也将随之减少,直到抽出量减少到失去抽放意义,便可停止抽放。采用井下钻孔抽放邻近煤层瓦斯,要考虑煤层的赋存状况和开拓方式。钻孔布置方式主要有由开采层层内巷道打钻和由开采层层外巷道打钻两种。

#### 1) 开采层层内巷道打钻

其适应条件为缓倾斜或倾斜煤层的走向长壁工作面,具体又可分为以下几种:

(1) 钻场设在工作面回风副巷内,由钻场向邻近煤层打穿层钻孔。阳泉四矿、包头五当沟矿、六枝大用矿均采用这种布孔方式,如图 7-6、图 7-7、图 7-8 所示。

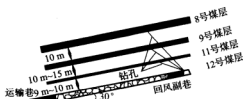


图 7-6 阳泉四矿抽放上邻近层瓦斯层内回风副巷布孔方式

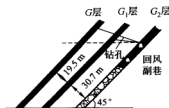


图 7-7 包头五当沟矿抽放上邻近层瓦斯层内回风副巷布孔方式

这种方式多用于抽放上邻近层瓦斯,它的优点是:

- ① 抽放负压与通风负压一致,有利于提高抽放效果,尤其是低层位的钻孔更为明显。
  - ② 瓦斯管道设在回风巷,容易管理,有利于安全。
- 它的缺点是增加了抽放专用巷道的维护时间和工程量。

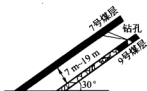


图 7-8 六枝大用矿抽放上邻近层  
瓦斯层内回风副巷布孔方式

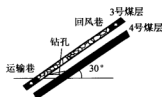


图 7-9 南桐鱼田堡矿抽放下邻近层  
瓦斯层内运输巷布孔方式

(2) 钻场设在工作面进风正巷内,由钻场向邻近层打穿层钻孔。此方式多用于抽放下邻近层瓦斯。南桐矿务局鱼田堡矿开采 3 号煤层抽放 4 号煤层瓦斯时就是这种布置,如图 7-9 所示。与钻孔布置在回风水平相比,其优点是:

- ① 运输水平一般均有供电及供水系统,打钻施工方便。
- ② 由于开采阶段的运输巷即是下一阶段的回风巷,不存在由于抽放瓦斯而增加巷道的维护时间和工程量的问题。

上述布孔方式,每个钻场内一般打 1~2 个钻孔,也有多于 2 个的,钻孔方向与工作面平行或斜向采空区。

## 2) 开采层层外巷道打钻。

此方法适应于不同倾角的煤层和不同采煤方法的采煤工作面。钻孔布置方式分为:

(1) 钻场设在开采层底板岩巷内,由钻场向邻近层打穿层钻孔。多用在抽放下邻近层瓦斯。天府磨心坡矿、淮北芦岭矿、淮南谢二矿和松藻打通一矿均是这种布置方式,如图 7-10、图 7-11、图 7-12、图 7-13 所示。

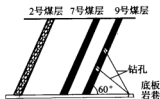


图 7-10 天府磨心坡矿抽放下邻近层  
瓦斯的钻孔布置示意图

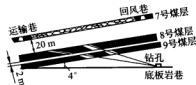


图 7-11 淮北芦岭矿抽放下邻近层  
瓦斯的钻孔布置示意图

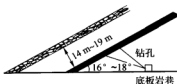


图 7-12 淮南谢二矿抽放下邻近层  
瓦斯的布置示意图

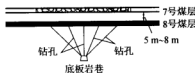


图 7-13 松藻打通一矿抽放下邻近层  
钻孔瓦斯的钻孔布置示意图

这种方式的优点是:

① 抽放钻孔一般服务时间较长,除抽放卸压瓦斯外,还可用作预抽和采空区抽放瓦斯,不受采煤工作面开采的时间限制。

② 钻场一般处于主要岩石巷道中,相对减少了巷道维修工程量,同时对于抽放设施的施工和维护也较方便。

(2) 钻场设在开采层顶板岩巷内。多用于抽放上邻近层瓦斯。根据中梁山煤矿的应用,如图 7-14 所示,同样是开采 2 号煤层时抽放 1 号煤层瓦斯,与在开采层内布孔的方式相比,抽放效果大大提高,巷道工程量并不增加多少,只是石门稍向煤层顶板延伸即可,由于石门之间有相当间距,要使钻孔有效抽放 2 个石门间的瓦斯,每一钻场的钻孔应采用多排扇形布置。

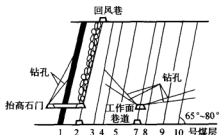


图 7-14 中梁山煤矿南矿并抽放上下邻近层瓦斯的钻孔布置

上述各种布孔方式,都是只针对一个采煤工作面考虑,并且基本均是打仰角孔。这是受原有的试验和应用条件所限,一是抽放钻孔的有效抽放范围不是太大;二是俯角孔易积水而影响抽放瓦斯效果。

近些年来,国内部分矿井在钻孔抽放邻近层瓦斯方面取得了新的成效,对钻孔布置有所改进。例如,鸡西矿务局城子河矿西斜井进行了用钻孔集中抽放多区段邻近层瓦斯的试验,较好地解决了工作面回采过程中的瓦斯问题;松藻矿务局打通一矿为提高下邻近层瓦斯的抽放效果,除继续采用层外巷道上向孔抽放下邻近层瓦斯外,又进行煤层内巷道下向孔抽放下邻近层瓦斯的试验,使采面的下邻近层瓦斯抽放率由 72% 提高到 92.5%,达到近距离下邻近层瓦斯抽放率的高水平。通过这些矿井的试验和实践,为我国提供了一种抽放邻近层瓦斯的新方法。

## 2. 钻孔布置的主要参数

### 1) 钻孔间距

决定钻孔间距的原则是工程量少,抽出瓦斯多,不干扰生产。阳泉一矿以采煤工作面的瓦斯不超限,钻孔瓦斯流量在  $0.005 \text{ m}^3/\text{min}$  左右,抽出瓦斯中甲烷浓度为 35% 以上作为确定钻孔距离的原则。煤层的具体条件不同,钻孔的间距也不同,有的在  $30 \text{ m} \sim 40 \text{ m}$  之间,有的可达  $100 \text{ m}$  以上。应该通过试抽,然后确定合理的距离。一般来说,上邻近层抽放钻孔距离大些,下邻近层抽放的钻孔距离应小些(表 7-4);近距离邻近层钻孔距离小些,远距离的大些。通常采用钻孔间距为 1~2 倍的层间距。根据国内外抽放情况,钻场间距多为  $30 \text{ m} \sim 60 \text{ m}$ 。一个钻场可布置一个或多个钻孔。

此外,如果一排钻孔不能达到抽放要求,应在运输水平和回风水平同时打钻抽放,在较长的工作面内,还可由中间平巷打钻。

### 2) 钻孔角度

钻孔角度是指它的倾角(钻孔与水平线的夹角)和偏角(钻孔水平投影线和煤层走向或倾向的夹角)。钻孔角度对抽放效果关系很大。抽放上邻近层时的仰角,应使钻孔通过顶板岩石的裂隙带进入邻近层充分卸压区,仰角太大,进不到充分卸压区,抽出的瓦斯浓度虽然

表 7-4 钻孔间距经验值

层间距/m		有效抽放距离/m	可抽距离/m	合理孔距/m
上邻近层	10	30~50	10~20	16~24
	20	40~60	15~25	20~28
	30	50~70	20~30	27~36
	40	60~80	25~35	32~41
	60	80~100	35~45	42~50
	80	100~120	45~55	50~60
下邻近层	10	25~45	10~15	12~24
	20	35~55	15~20	18~32
	30	45~60	20~25	23~41
	40	70~90	30~35	36~50
	80	110~130	50~60	54~63

高,但流量小;仰角太小钻孔中段将通过冒落带,钻孔与采空区沟通,必将抽进大量空气,也大大降低抽放效果,如图 7-15 所示。下邻近层抽放时的钻孔角度没有严格要求,因为钻孔中段受开采影响而破坏的可能性较小。

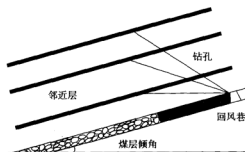


图 7-15 抽放上邻近层瓦斯回风巷钻孔布置图

### 3) 钻孔直径

抽放邻近煤层瓦斯钻孔的作用,主要是作引导卸压瓦斯的通道。由于抽放层位不同,钻孔长度也不等,短的十多米,长的数十米。一般钻孔瓦斯抽放量只是  $1 \text{ m}^3/\text{min} \sim 2 \text{ m}^3/\text{min}$  左右,少数达  $4 \text{ m}^3/\text{min} \sim 5 \text{ m}^3/\text{min}$ 。因此,孔径对瓦斯抽出量影响不大,无需很大的孔径,即可满足抽放的要求。

目前,国内外抽放邻近层瓦斯钻孔的直径,一般都采用 75 mm 左右。

### 4) 钻孔抽放负压

开采层的采动使上下邻近层得到卸压,卸压区瓦斯将沿层间裂隙向开采层采空区涌出,在布置有抽放钻孔时,抽放钻孔与层间裂隙形成网形并联的通道,在自然涌出的状态下,卸压瓦斯将分别向钻孔及裂隙网涌出,若对钻孔施以一定负压进行抽放,则有助于改变瓦斯流动的方向,使瓦斯更多地流入钻孔。如阳泉二矿东四尺井抽放负压由 4.2 kPa 提高到 9.4 kPa 时,瓦斯抽放量由  $20.61 \text{ m}^3/\text{min}$  提高到  $27.9 \text{ m}^3/\text{min}$ ;当负压提高到 15.4 kPa 时,抽放量达  $31.1 \text{ m}^3/\text{min}$ 。由于该井基本上都是邻近层瓦斯抽放,因此明显看出,提高抽放负

压对提高邻近层瓦斯抽放的作用效果。实际抽放中,应针对各矿的具体条件,在保证一定的抽出瓦斯浓度条件下,适当地提高抽放负压。一般孔口负压应保持在  $6.7 \text{ kPa} \sim 13.3 \text{ kPa}$  以上。国外多为  $13.3 \text{ kPa} \sim 26.6 \text{ kPa}$ 。

### 三、巷道抽放

巷道抽放主要是指在开采层的顶部处于采动形成的裂隙带内,挖掘专用的抽瓦斯巷道(高抽巷),用以抽放上邻近层的卸压瓦斯。巷道可以布置在邻近煤层或岩层内。抽瓦斯巷道分走向抽放巷和倾斜抽放巷两种,如图 7-16、图 7-17 及图 7-18 所示。图 7-17 中沿走向间隔  $230 \text{ m} \sim 240 \text{ m}$  布置了多条高抽巷,一高抽巷与三高抽巷中间还布置了 2 个直径  $200 \text{ mm}$  的大直径钻孔。

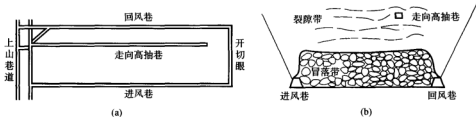


图 7-16 走向高抽巷布置图

(a) 平面; (b) 剖面

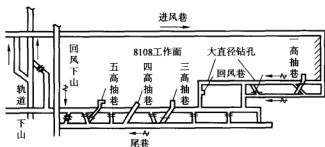


图 7-17 阳泉五矿 8018 综放工作面顶板高抽巷抽放瓦斯平面布置图

这种抽放方式是随着我国采煤机械化的发展,采煤工作面长度的加长,推进速度的加快,开采强度的加大,回采过程中瓦斯涌出量骤增、原有的钻孔抽放邻近层瓦斯方式已不能完全解决问题的情况下,开始试验和应用的,并取得了较好效果。它具有抽放量大,抽放率高等特点,目前已在不少矿区扩大试验和推广应用。

#### 1. 走向高抽巷抽放上邻近层瓦斯

抽放邻近层瓦斯效果的好坏,高抽巷的层位选择非常重要,首先应考虑的因素是应处于邻近层密集区(或邻近层瓦斯涌出密集区),且

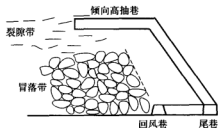


图 7-18 倾向高抽巷剖面布置图



该区位煤岩体裂隙发育,在抽放起作用时间内不易被岩层垮落所破坏。一般来讲,走向顶板岩石高抽巷布置太低,处于冒落带(或称垮落带)范围内,在综放工作面推进后很快即能抽出瓦斯,但也很快被岩石冒落所破坏与采空区沟通,抽放瓦斯为低浓度采空区瓦斯。如果布置层位太高,工作面采过后,顶板卸压瓦斯大量涌向采场空间,高抽巷瓦斯截流效果差,抽放不及时,即使能够抽出大量较高浓度的瓦斯,但对解决工作面瓦斯涌出超限问题效果较差,不能保证工作面生产安全。因此,走向高抽巷既保证能大量抽出瓦斯,又能在工作面推进后保持相当一段距离不被破坏,从而保证尽最大能力抽出邻近层瓦斯。

#### 实例:淮南矿业集团潘一矿走向高抽巷抽放上邻近层瓦斯

淮南矿业集团潘一矿 2622(3)工作面高抽巷布置层位主要选择在顶板破坏的裂隙带内。通过计算机数值模拟、实验室相似材料模拟和现场工程探测结果,得出顶板抽放口最佳位置为:垂直煤层顶板向上 8 m~25 m,倾斜方向 0~30 m。具体如下:

##### 1) 高抽巷的布置

2622(3)工作面走向 960 m,倾斜长 180 m,标高 -540 m~-570 m,煤层倾角  $4^{\circ}\sim 9^{\circ}$ ,煤厚 4.38 m~5.0 m,瓦斯含量  $6\text{ m}^3/\text{t}\sim 12\text{ m}^3/\text{t}$ ,采高 3 m,高抽巷布置在距 13-1 煤层顶板 18 m~20 m 的 14 槽煤中,同上风巷水平内侧距离 19 m~20 m,即布置在裂隙带内。高抽巷为锚梁网支护,  $2.4\text{ m}\times 2\text{ m}$ ,净断面  $4.08\text{ m}^2$ 。为使高抽巷在回采初期能发挥作用,在施工高抽巷距设计长度剩余 60 m 时开始变坡,距 13-1 煤层顶板 18 m~20 m 降为 10 m,并由开切眼距上风巷 5 m 开始每隔 2 m 向高抽巷施工一组顶板穿层孔,孔径 108 mm,孔数为 20 个,如图 7-19、图 7-20 所示。

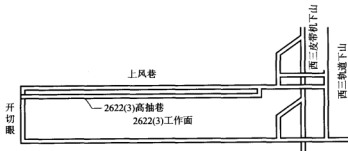


图 7-19 淮南潘一矿 2622(3)工作面高抽巷布置示意图

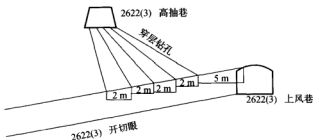


图 7-20 淮南潘一矿 2622(3)工作面高抽巷穿层钻孔布置图

## 2) 抽放系统

安设两路直径 250 mm 的焊接管,管路接至高抽巷以内 100 m,抽放口周围 5 m 架设木垛保护。管路接好后,外口砌筑封闭墙,用砖石砌筑,墙垛厚度大于 800 mm,墙四周要掏槽,并使帮、顶接实,墙面要抹平不漏风。两路管路接入抽放大系统由地面抽放泵抽放。

## 3) 应用效果

2622(3)工作面从 2003 年 3 月 24 日开始回采,3 月 26 日开始抽放,工作面回采初期 40 m(老顶未冒落),抽放浓度为 15%~22%,抽放流量为  $6 \text{ m}^3/\text{min}$ ~ $9 \text{ m}^3/\text{min}$ ,抽放率为 40%;工作面采过高抽巷 40 m(即老顶冒落),抽放量明显增加,浓度 30%~35%,流量  $12 \text{ m}^3/\text{min}$ ~ $16 \text{ m}^3/\text{min}$ ,抽放率 50%以上。图 7-21 是 2622(3)工作面高抽巷抽放量随工作面推进距离变化曲线图。

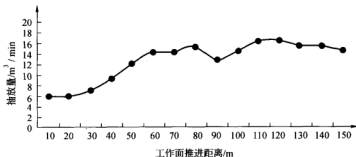


图 7-21 淮南潘一矿 2622(3)工作面高抽巷抽放量随工作面推进距离变化曲线图

## 4) 应用高抽巷的注意问题

高抽巷断面小、支护简单、施工进度快、不用维护、管理简单、费用低。同顶板走向钻孔相比较,能够提高抽放量,同时解决了顶板走向钻孔在钻场接替期间容易出现抽放量不稳定的问题。

大量的现场实践证明,应用高抽巷要考虑以下主要因素:

(1) 高抽巷层位要处于采空区裂隙带内,此区域透气性好,处于瓦斯富集区,有充足的高浓度瓦斯源。

(2) 高抽巷水平投影距回风巷水平距离宜控制在 15 m~20 m 范围内。距离过近,巷道漏气严重;距离过远,巷道端头不处在瓦斯富集区,效果不好。

(3) 应用高抽巷时,抽放系统要首选大管径、大流量;可以采用地面永久抽放系统,也可以采用井下移动抽放系统;管路宜选择内径 100 mm 以上,也可采取多路并联。

(4) 高抽巷要封闭严密,保证不漏气。施工时要做到密闭墙周围掏槽,见硬帮、硬底,并且要施工双层密闭,双层密闭之间距离大于 0.5 m,并注浆充填。抽放口位置距离密闭墙要大于 2 m,高度应大于巷道高度的 2/3,应设有不能进入杂物的保护设施。

## 2. 倾斜高抽巷抽放上邻近层瓦斯

倾斜高抽巷是在工作面尾巷沿工作面倾斜方向向工作面上方爬坡至抽放层后,再打一段平巷抽放上邻近层瓦斯。倾斜高抽巷抽放上邻近层瓦斯,工作面一般应采用 U+L 形通风方式。倾斜高抽巷抽放瓦斯的巷道数量可根据抽放巷道有效抽放距离和工作面开采走向长度确定,以适应工作面上邻近抽放层地质条件的变化。

倾斜高抽巷抽放上邻近层瓦斯方法与钻孔法相比,在抽放效果上有如下特点:

(1) 巷道开凿时可以避免因顶板冒落而出现的岩层破坏带,可以以曲线方式进入抽放层,能减少空气的漏入,防止被错动岩层切断而堵塞,达到连续抽放瓦斯的目的。

(2) 巷道是开在邻近层内的,比钻孔穿过煤层揭露面积大,有利于引导煤层卸压瓦斯进入抽放系统。

(3) 巷道比钻孔的通道面积大,可以减少阻力、便于瓦斯流动。

#### 实例:阳泉五矿利用倾斜高抽巷抽放瓦斯

##### 1) 抽放工作面概况

8108综放工作面位于阳泉五矿大井井田西北翼采区东北端,覆盖层厚度 274 m~522 m。工作面初采时因东北端煤层倾角大,将工作面缩短为 91.5 m。工作面煤层平均煤厚 6.8 m。根据地质柱状图,该面上部 34.77 m~38.45 m 处赋存一层富含瓦斯的  $K_3$  石灰岩;上部 13.58 m~13.73 m、34.02 m~34.77 m、46.27 m~47.47 m 和 51.97 m~52.37 m 处,分别赋存 14 号、13 号、12 号、11 号薄煤层,总厚 2.5 m,这些薄煤层和石灰岩是工作面瓦斯的主要来源。

工作面采用 U+L 形通风方式。瓦斯抽放方式主要为倾斜高抽巷抽放,如图 7-22 所示。

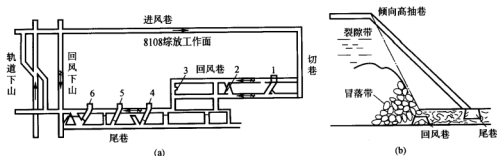


图 7-22 阳泉五矿大井 8108 工作面倾斜高抽巷布置图

(a) 平面图; (b) 剖面图

1—1 号高抽巷; 2—1 号大直径钻孔; 3—2 号大直径钻孔;

4—3 号高抽巷; 5—4 号高抽巷; 6—5 号高抽巷

##### 2) 倾斜高抽巷的布置参数

8108综放工作面是阳泉五矿西北翼采区的首采工作面,工作面采用 U+L 形通风方式,因此具备了布置倾斜高抽巷的基本条件,工作面东北端因为煤层角度大,将工作面缩短为 91.5 m。在工作面走向范围内设计了 5 条倾斜高抽巷,2 号高抽巷因遇瓦斯带被迫停工而报废,进行抽放的高抽巷只有 1、3、4、5 号四条,布置参数见表 7-5。

表 7-5 倾斜高抽巷的布置参数

编号	所在煤层	垂距/m	深入工作面距离/m	距切巷距离/m	钻孔间距/m
1 号	11 号煤层	60	24	38	442
3 号	12 号煤层	50	40	480	

续表 7-5

编号	所在煤层	垂距/m	深入工作面距离/m	距切巷距离/m	钻孔间距/m
4号	12号煤层	50	38	710	230
5号	12号煤层	50	28	950	240

### 3) 倾斜高抽巷抽放效果

当工作面采过1号高抽巷16m(此时距开切巷54m)时,1号高抽巷开始抽出瓦斯,瓦斯流量 $1.19\text{ m}^3/\text{min}$ ;当采过高抽巷26m(此时距开切巷64m)时,1号高抽巷的抽放量为 $30.7\text{ m}^3/\text{min}$ 。

工作面采过1号高抽巷16m~244m时,1号高抽巷抽放瓦斯浓度为75%~99%,平均为85.77%;抽放量在 $17.08\text{ m}^3/\text{min}$ ~ $70.59\text{ m}^3/\text{min}$ ,平均为 $35.35\text{ m}^3/\text{min}$ ;瓦斯抽放率为58%~90.17%,平均为74.03%。

1号高抽巷抽放期间,工作面配风量为 $665\text{ m}^3/\text{min}$ ,尾巷为 $795\text{ m}^3/\text{min}$ 。风排瓦斯量平均为 $12.47\text{ m}^3/\text{min}$ ,工作面风流瓦斯浓度在0.2%~0.6%左右,尾巷瓦斯浓度在0.8%~2.9%。

### 3. 顶板抽放巷道的主要参数

影响顶板巷道抽放瓦斯效果的因素是多方面的,关键是巷道在空间上的位置。原则上,合理的巷道位置应处在开采形成的充分卸压区和冒落带以上的裂隙带内,同时要结合邻近层的赋存和层间岩性情况、通风方式和采场空气流动方向以及巷道的有效抽放距离、布置方式等综合考虑。

#### 1) 顶板抽放巷道与开采层的垂距

根据国内部分试验和应用矿井的经验参数,我国考虑顶板抽放巷道位置的原则是,要布置在冒落带之上的裂隙带内,并尽可能设在上邻近层内,这样既有利于抽放邻近层卸压瓦斯,也可降低掘进费用。为此,各矿都应确切掌握不同开采煤层的冒落带和裂隙带的范围,通过实际考察和测算取得;若无实测资料时,可参考我国部分矿井的煤层开采后上覆岩层的破坏带高度,见表7-6。

表 7-6 我国部分矿井上覆岩层的破坏带的高度

煤层倾角	岩性	冒落高度与煤层采高比值	裂隙高度与煤层采高比值
缓倾斜	坚硬	5~6	18~28
	中硬	3~4	12~16
	软	1~2	9~12
倾斜	坚硬	6~8	20~30

注:冒落高度和裂隙带高度均从煤层顶板算起。

阳泉矿务局五矿采用综放工艺开采厚7m的15号煤层时,经测算冒落带高度的上限为33m,约为采高的5倍,裂隙带高度的上限为156m~178m,即24~28倍采高,裂隙带的范围取5~24倍采高。实际选定的巷道位置,离开采层垂距50m~80m,平均60m左右,取得了较好的抽放瓦斯效果。

阳泉矿务局根据各矿的实践经验,得出不同煤层开采的顶板巷道与开采层的合理垂距见表7-7。

表 7-7 阳泉矿区不同煤层的顶板抽瓦斯巷与开采层的合理垂距

开采煤层	开采层厚度/m	顶板抽瓦斯巷距开采层垂距/m
3号煤层	2.3~2.4	25~30左右
12号煤层	1.4~1.5	20~25左右
15号煤层	6~7	50~80,平均65左右

## 2) 抽放巷道在工作面倾斜方向的投影距离

抽放巷道在工作面倾斜方向的投影距离,国外都是指走向顶板抽放巷道。国内采用的方式除走向顶板巷道外,还有倾向顶板巷道,后者就要考虑巷道伸入工作面的距离。两种方式顶板巷道都是靠近工作面回风侧的,这主要是考虑了采场通风的空气流动。因为任何一种采场通风方式,都会有一部分空气流经采空区而再经回风巷排出,而沿着空气流动的方向,在采空区内瓦斯浓度将逐渐增高。我国目前采煤工作面的通风方式,多数是U形通风方式的一进一回或再加上一条尾巷的一进二回方式,这样靠近回风巷的采空区内容易积聚高浓度的瓦斯。顶板巷道处在开采层上部的裂隙带内,随着采动的作用,巷道周围的裂隙不断扩展,会与邻近煤层和采空区连通,所以顶板巷道抽放时,除主要截抽上邻近层卸压瓦斯外,也还可能抽出一部分采空区瓦斯,尤其是低层位的巷道。若巷道靠近进风侧,则抽进漏入的基本上是空气,势必降低抽放效果,相反,巷道靠近回风侧,则对抽放瓦斯有利。

目前,国内走向顶板巷道基本都是处于工作面回风侧的1/3或更近。倾向顶板巷道主要在阳泉局采用,巷道伸入工作面的距离一般为40m~50m,还不到工作面长度的1/3。

因此,顶板巷道沿倾向的位置,可取靠近回风侧为工作面长度的1/3为上限,其下限应按卸压角划定的界线再适当地向工作面以里延伸一点。

## 3) 抽放巷道离工作面开切眼的距离

采煤工作面回采后顶板不会沿切眼垂直往上冒落,而有一个塌陷角。在塌陷角以外的区域属未卸压区,因此,顶板巷道应位于塌陷角以里,这样才能有效地抽放卸压瓦斯。走向顶板巷道的终端和第一条倾向顶板巷道的位置应按此确定。

阳泉矿务局按下式计算:

$$s = h / \tan \gamma \quad (7-10)$$

式中  $s$ ——顶板巷距工作面开切眼的距离, m;

$h$ ——顶板巷离开采层的垂距, m;

$\gamma$ ——塌陷卸压角, (°)。

阳泉一矿  $s$  值取 35 m~40 m。

## 4) 顶板抽放巷道的有效抽放距离

在我国采用走向顶板巷道抽放瓦斯的矿井,都是只布置一条,对巷道的有效抽放距离虽未作专门考察,但从对邻近层瓦斯抽放率看,都是较高的。阳泉五矿在采煤工作面长 150 m~180 m 的条件下,抽放率可达 90% 以上,说明巷道抽放的有效距离至少在 100 m 以上。再从倾向顶板巷道看,阳泉五矿在开采 15 号层时可达 280 m 以上。阳泉矿务局不同煤层开采时的倾向顶板巷道的间距见表 7-8。

表 7-8 阳泉矿务局倾向顶板抽放巷道的间距

矿井和煤层	倾向顶板巷道间距/m
—矿 3 号煤层	200~250
—矿 12 号煤层	150~170
五矿 15 号煤层	230~240

### 5) 抽放巷道规格

我国多数矿井的顶板抽瓦斯巷道断面取  $4 \text{ m}^2$ , 基本满足了掘进时的通风、行人、运料和打钻的要求, 有的矿井对巷道也进行了简易的支护, 对巷口口的密闭都采取了强化措施, 包括密闭墙四周深掏槽、两道墙间黄土添实和墙喷浆封闭等。

### 4. 上邻近层底板瓦斯抽排巷穿层钻孔布置形式及特点

淮南潘一矿采用上邻近层底板瓦斯抽排巷穿层钻孔抽放与下保护层开采相结合, 解决了上邻近层 2121(3)、2322(3)采煤工作面回采期间的瓦斯问题。在瓦斯抽放过程中, 底板瓦斯抽放巷的抽放瓦斯浓度为  $40\% \sim 80\%$ , 抽放瓦斯流量达  $15 \text{ m}^3/\text{min} \sim 25 \text{ m}^3/\text{min}$ , 瓦斯抽放率达到  $50\%$  以上, 使 2121(3)、2322(3)采煤工作面的瓦斯含量由  $12 \text{ m}^3/\text{t}$  降为  $5 \text{ m}^3/\text{t}$ , 保证了两个采煤工作面的高产高效。它的布置形式如下:

#### 1) 底板瓦斯抽放巷的布置

在上邻近层 2121(3)、2322(3)采煤工作面的底板和开采层 2352(1)工作面的顶板之间布置一条瓦斯抽放巷, 抽放巷布置在距 2121(3)、2322(3)采煤工作面的底板  $18 \text{ m} \sim 20 \text{ m}$ 、赋存比较稳定的岩层中, 沿倾斜方向布置在上邻近层工作面上、下顺槽中间。

#### 2) 抽放钻场的布置

(1) 被保护范围内抽放钻场的布置。由于开采层在回采过程中, 顶板不断冒落, 上邻近层煤体卸压膨胀变形, 透气性系数增大, 煤体大量瓦斯卸压涌出, 使上邻近层得以保护。为拦截上邻近层涌出的大量卸压瓦斯, 在底板瓦斯抽放巷的被保护范围内, 钻孔的抽放半径为  $20 \text{ m}$ , 因此每隔  $30 \text{ m} \sim 40 \text{ m}$  施工一个钻场。钻场垂直于底板瓦斯抽放巷布置, 每个钻场长度为  $5 \text{ m}$ , 宽度为  $3 \text{ m}$ , 高度为  $2.6 \text{ m}$ , 净断面为  $6 \text{ m}^2$ , 采用锚喷支护。

(2) 未被保护范围内抽放钻场的布置。在底板瓦斯抽放巷的未被保护范围内, 钻孔的抽放半径约为  $5 \text{ m}$ , 因此每隔  $10 \text{ m}$  施工一个钻场。钻场垂直于底板瓦斯抽放巷布置, 每个钻场长度为  $4 \text{ m} \sim 5 \text{ m}$ , 宽度为  $3 \text{ m}$ , 高度为  $2.6 \text{ m}$ 。

#### 3) 抽放钻孔的布置

(1) 被保护范围内抽放钻孔的布置(图 7-23)。在被保护范围的每个钻场内沿煤层倾向方向布置 4 个抽放钻孔, 钻孔的抽放半径为  $20 \text{ m}$ , 直径为  $91 \text{ mm}$ , 钻孔间距为  $40 \text{ m}$  (相邻钻孔于煤层中厚面交点的距离), 沿煤层走向方向施工一个抽放钻孔, 钻孔施工至两个钻场中间。钻孔开孔位置位于钻场顶部, 终孔位置为进入上邻近层煤层顶板  $0.5 \text{ m}$ 。

(2) 未被保护范围内抽放钻孔的布置。在未被保护范围的每个钻场内沿煤层倾向方向布置  $16 \sim 20$  个抽放钻孔, 钻孔的抽放半径为  $5 \text{ m}$ , 直径为  $91 \text{ mm}$ , 钻孔间距为  $10 \text{ m}$  (相邻钻孔于煤层中厚面交点的距离)。钻孔开孔位置位于钻场顶部, 终孔位置为进入上邻近层煤层顶板  $0.5 \text{ m}$ 。

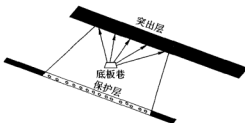


图 7-23 被保护范围内抽放钻孔的布置

## 第四节 采空区瓦斯抽放

### 一、概况

采空区瓦斯的涌出,在矿井瓦斯来源中占有相当大的比例,这是由于在瓦斯矿井采煤时,尤其是开采煤层群和厚煤层条件下,邻近煤层、未采分层、围岩、煤柱和工作面丢煤中都会向采空区涌出瓦斯,不仅在工作面开采过程中涌出,并且工作面采完密闭后也仍有瓦斯继续涌出。一般新建矿井投产初期采空区瓦斯在矿井瓦斯涌出总量中所占比例不大,随着开采范围的不断扩大,相应地采空区瓦斯的比例会逐渐增大,特别是开采年限久的老矿井,采空区瓦斯多数可达 25%~30%,少数矿井达 40%~50%,甚至更大。对这一部分瓦斯如果只靠通风的办法解决,显然是增加了通风的负担,而且又不经济。通过国内外的实践,对采空区瓦斯进行抽放,不仅可行,而且也是有效的。

目前,采空区瓦斯抽放已成为主要抽放方法中的一种,特别是国外,都非常重视这类瓦斯的抽放,抽出的瓦斯量在总抽放量中占有较大比重,如德国及日本均达 30% 左右。我国也开始注意采空区瓦斯的抽放,逐步将其纳入矿井综合抽放瓦斯的一个方面加以考虑。

### 二、抽放方法

采空区瓦斯抽放的抽放方式(法)是多种多样的,按开采过程来划分,可分为回采过程中的采空区抽放和采后密闭采空区抽放;按采空区状态划分,可分为半封闭采空区抽放和全封闭采空区抽放;按采空区瓦斯抽放方式分,可分为钻孔法抽放和巷道法抽放。

#### 1. 钻孔法抽放

(1) 利用在开采层顶板中掘的巷道向采空区顶部施工钻孔进行抽放,终孔高度不小于 4~5 倍采高。

(2) 在回风巷或上阶段运输巷一段距离(20 m~30 m)向采空区冒落拱顶部施工钻孔进行瓦斯抽放。

(3) 由回风巷向工作面顶板开凿钻场,迎着工作面的方向向冒落带上方施工顶板走向钻孔进行抽放,钻孔平行煤层走向或与走向之间有一个不大的夹角。

(4) 如果采空区距地表不深时,也可以从地表向采空区打钻孔进行抽放。

#### 2. 巷道法抽放

(1) 利用上阶段回风水平密闭接瓦斯管路进行抽放。

(2) 专门掘瓦斯尾巷或高抽巷,通过瓦斯尾巷或高抽巷接瓦斯管路进行抽放。

### 三、采空区瓦斯抽放的布置形式及特点

#### 1. 开采煤层顶板走向钻孔瓦斯抽放

通过施工顶板走向钻孔进行瓦斯抽放,切断了上邻近层瓦斯涌向工作面的通道,同时对采空区下部赋存的瓦斯起到拉动作用,改变了采煤工作面上隅角瓦斯积聚区的流场分布,在采空区流场上部增加汇点,使瓦斯通过汇点流出。

##### 1) 钻场的施工

淮南潘一矿顶板走向抽放钻孔的布置,是在开采煤层工作面上风巷每隔 100 m 左右施工一个钻场,为了使钻孔开孔能够布置在岩层相对稳定的层位中,钻场在上风巷下帮开口按  $17^\circ$  仰角向上施工,4 m 后变平,再施工一个 2 m 长的钻场。每个钻场布置 3~6 个钻孔,钻孔开孔高度距煤层顶板 1 m。

##### 2) 钻孔的施工

为了使钻孔能够布置在相对稳定的层位中,并能在切顶线前方不出现钻孔严重变形和垮孔现象,根据冒落带、裂隙带的发育高度,钻孔的终孔布置在裂隙带的下部、冒落带的上部。钻孔终孔高度位于煤层顶板向上 15 m~20 m 左右,倾斜方向在工作面上出口向下 3 m~30 m 左右。钻孔布置如图 7-24 所示。

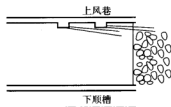


图 7-24 开采煤层顶板走向  
钻孔布置

淮南矿业集团各矿在高瓦斯采煤工作面均采用了顶板走向钻孔瓦斯抽放方法。经对抽放效果进行分析,顶板走向钻孔的有效抽放段为距煤层顶板 5 m~35 m 的范围,在此范围内,单孔瓦斯抽放浓度在 20%~90% 之间,可稳定在 30% 左右,单孔瓦斯抽放量在  $1.0 \text{ m}^3/\text{min}$ ~ $3.0 \text{ m}^3/\text{min}$ ,平均为  $1.5 \text{ m}^3/\text{min}$ ,有效地解决了采煤工作面的瓦斯超限问题,是目前开采煤层采煤工作面瓦斯治理的一种重要措施和手段。

此种抽放方法尚需解决以下问题:一是顶板走向钻孔过地质破碎带时的施工问题;二是采煤工作面在钻场接替期间由于瓦斯抽放量降低,从而造成回风流瓦斯超限问题。

#### 2. 高抽巷瓦斯抽放

淮南潘一矿利用高抽巷抽放采空区瓦斯的做法是,在开采煤层采煤工作面阶段上山,沿走向方向先施工一段高抽巷平巷,与工作面回风巷内错 15 m~20 m,然后起坡施工至距开采煤层顶板 15 m~20 m 左右变平,再施工至工作面走向边界。通过在高抽巷外口打密闭墙,穿管抽放采空区积存的瓦斯。高抽巷的布置如图 7-25 所示。

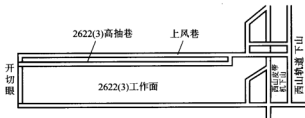


图 7-25 高抽巷瓦斯抽放示意图



高抽巷瓦斯抽放解决了顶板走向钻孔抽放方法中钻场接替期间抽放效果较差的难题,是解决采空区瓦斯涌出的有效途径。它主要适用于无煤层自然发火或自然发火期较长的回采工作面。

### 3. 后退式采空区埋管瓦斯抽放

沿工作面回风巷的上帮预先敷设一条瓦斯抽放管路,随着工作面的推进,抽放管路的一端逐渐埋入采空区,瓦斯管路每隔一定距离设 1 个三通,并安设阀门可以开启。埋管的有效长度一般为 20 m~50 m。通过抽放使积聚在采空区上隅角的瓦斯在未进入回风巷前即被抽出。

实践表明,在工作面瓦斯涌出量不是很大的条件下,这种方法对解决上隅角和回风瓦斯超限的效果是好的,但瓦斯抽放管基本都丢在采空区中,浪费严重。

### 4. 尾抽巷瓦斯抽放

根据采煤工作面巷道布置状况,在工作面回采初期利用尾抽巷来抽放瓦斯。在尾抽巷预设瓦斯抽放管路,当工作面开始回采前,在尾抽巷构筑密闭墙,墙上要留管子孔,密闭墙要严密不漏风。当工作面开始回采时,即可利用预设的抽放管路进行抽放。

### 5. 利用贯通上区段切眼与下区段上风巷进行瓦斯抽放

当工作面推进至上区段工作面开切眼 30 m 时,在工作面上风巷施工一条煤巷与上区段工作面开切眼进行贯通。当工作面推进至该巷道位置时,利用上区段上风巷密闭墙处预埋的瓦斯管路进行抽放。通过采用该方法,能有效地解决工作面上隅角的瓦斯问题。

### 6. 向冒落拱上方打钻抽放

钻孔孔底应处在初始冒落拱的上方,以抽放处于冒落破坏带中的上部卸压层和未开的煤分层或下部卸压层涌向采空区的瓦斯,如图 7-26 所示。

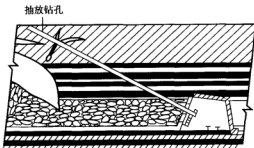


图 7-26 向冒落拱上方打钻孔抽放采空区的瓦斯示意图

这种抽放方式,有的可以抽出较高浓度的瓦斯,钻孔的单孔瓦斯流量可达  $2 \text{ m}^3/\text{min}$ ~ $4 \text{ m}^3/\text{min}$  左右,可使采区瓦斯涌出量降低 20%~35%。

松藻矿务局打通二矿在开采 0.9 m 厚的 7 号层时,向冒落拱上方打钻,终孔位于开采层顶部 10 m 左右处,单孔抽放量  $0.2 \text{ m}^3/\text{min}$ ~ $0.8 \text{ m}^3/\text{min}$ ,瓦斯浓度 25%~85%,抽放孔的间距控制在 10 m 左右。经示踪气体测定表明,该种钻孔不仅可抽来自上部邻近层的瓦斯,亦可抽取采空区积聚的瓦斯。

### 7. 地面钻孔抽放法

地面钻孔抽放采空区瓦斯,在国外应用的较多。这种抽放瓦斯的钻孔布置方式,在国

内部分矿井试验和应用过,抽放效果也比较好。就发展趋势而言,地面钻孔抽放瓦斯必将成为抽放瓦斯技术的发展方向。随着采煤工作面高产高效的需求,采煤工作面走向增大至2 000 m~3 000 m,而与之对应的专用抽放瓦斯巷道由于掘进速度慢,不可能做到与采煤工作面回采巷道同时竣工,严重制约正常生产,因此,采用地面钻孔替代专用抽放瓦斯巷道将是行之有效的途径,同时地面钻孔较专用抽放瓦斯巷道有施工速度快、成本低的优点。

阳泉四矿在采用地面钻孔抽放开采过程中的4016工作面采空区瓦斯的同时,又在已采完的4013、4014和4015工作面各打1个地面钻孔进行采空区的瓦斯抽放,4个钻孔(孔径89 mm、孔深100 m左右)均连接在一条直径127 mm的瓦斯管上,地面安设一台流量为 $11 \text{ m}^3/\text{min}$ 、负压20 kPa的瓦斯泵,从1957年8月至1958年8月的356 d总共抽出瓦斯162万 $\text{m}^3$ ,瓦斯浓度为25.4%~46.8%。

中梁山矿务局南矿于1961年曾打2个地面钻孔,孔深100 m左右,钻孔位于500 m水平四石门附近的采空区,当时该区井下采用密闭插管法同时进行低负压抽放采空区瓦斯,抽放瓦斯量 $2.5 \text{ m}^3/\text{min}$ ~ $6 \text{ m}^3/\text{min}$ 左右,此时地面钻孔仍能自然涌出瓦斯,自排瓦斯量均为 $1 \text{ m}^3/\text{min}$ ~ $2 \text{ m}^3/\text{min}$ 左右,延续了几个月的时间。

#### 8. 采空区瓦斯抽放的注意事项

采空区抽放前,应加固密闭墙、减少漏风;抽放时,要及时检查抽放负压、流量、抽放瓦斯成分与浓度,发现问题及时调整;一旦发现一氧化碳浓度有异常变化时,说明煤层有自然发火倾向,应立即停止抽放,采取防范措施。

#### 9. 采空区瓦斯抽放技术的应用实例

淮南矿业集团潘一矿21118、1171(3)均为高瓦斯工作面,瓦斯涌出量 $30 \text{ m}^3/\text{min}$ ~ $40 \text{ m}^3/\text{min}$ ,在回采过程中,采用顶板走向钻孔、巷帮穿层钻孔等措施,瓦斯时常超限。分析工作面巷道布置、瓦斯来源,决定采取利用上、下区段采空区来抽放工作面上隅角瓦斯,取得成功。其主要方法如下:

##### 1) 贯通上区段停采切眼抽放本采煤工作面采空区瓦斯

21118工作面走向1100 m,倾斜195 m,煤层倾向 $12^\circ \sim 15^\circ$ ,煤厚1.6 m~3.2 m,平均厚度为2.8 m。煤层瓦斯含量为 $5 \text{ m}^3/\text{t}$ ~ $6 \text{ m}^3/\text{t}$ ,与上区段11318采空区煤柱净宽8 m。

在采煤工作面上风巷,施工一条煤巷与上区段工作面停采切眼进行贯通,在上区段上风巷密闭墙处安设瓦斯抽放管路,通过上区段采空区对21118工作面采空区进行抽放,如图7-27所示。

具体做法:

(1) 21118工作面推进至距11318收作工作面停采切眼30 m时,先在21118上风巷向11318收作工作面停采切眼施工钻孔进行贯通,利用钻孔进行探放水及观察瓦斯涌出情况。

(2) 钻孔施工完后,在11318上风巷封闭墙外进行风量观察,若风量增加,说明钻孔已与11318采空区导通。

(3) 21118采空区与11318采空区导通后,在21118上风巷施工一条煤巷与11318收作工作面停采切眼进行贯通,巷道断面为 $2 \text{ m} \times 2 \text{ m}$ ,采用木棚支护。

(4) 巷道施工完成后,在贯通巷道内施工一道挡风墙,墙上要带有一个 $1 \text{ m} \times 1 \text{ m}$ 的风门,并且风门处于关闭状态。

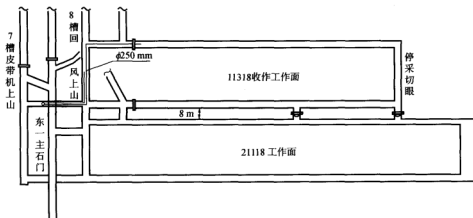


图 7-27 21118 工作面采空区瓦斯抽放系统图

(5) 当工作面推至该巷道位置时,将风门打开,然后利用 11318 上风巷密闭墙处的瓦斯管路进行抽放。

## 2) 向上、下区段采空区冒落拱钻孔抽放采空区瓦斯

潘一矿 1171(3)工作面走向 360 m, 倾斜 100 m, 标高 -530 m ~ -540 m, 北与 1161(3)采空区毗邻, 南为 2111(3)采空区, 其上、下风巷与上、下区段采空区煤柱为 8 m ~ 10 m, 煤层倾角  $8^{\circ} \sim 11^{\circ}$ , 厚度 4.5 m ~ 5.5 m, 瓦斯含量  $12 \text{ m}^3/\text{t} \sim 14 \text{ m}^3/\text{t}$ 。

为了有效地控制上、下区段采空区的瓦斯涌出, 在工作面安装前期, 就在工作面上、下风巷分别向上、下区段采空区的冒落拱内施工抽放钻孔, 抽放上、下区段采空区瓦斯, 如图 7-28 所示。

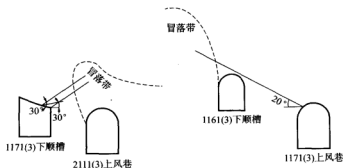


图 7-28 1171(3)工作面采空区瓦斯抽放

## 具体做法:

在 1171(3)开切眼下口(图 7-28)向 2111(3)采空区冒落拱打钻。根据 2111(3)采空区冒落带高度及顶板岩性, 钻孔终孔高度应落在冒落拱的中下部。

钻孔参数: 孔径 91 mm, 孔深 25 m, 仰角  $30^{\circ}$ , 与巷道中线成垂直方向施工, 钻孔终孔距

采空区顶板往上 10 m,共施工两个钻孔。两个孔抽放后,工作面安装期间回风流瓦斯浓度由 1% 左右下降到 0.3%。

开始回采时,在 1171(3)下顺槽距开切眼 160 m、340 m 分别施工 4 个钻孔;在 1171(3)上风巷距开切眼 50 m、300 m 处向 1161(3)采空区冒落拱分别施工 3 个钻孔。

钻孔采用聚氨酯封孔,封孔时每孔下 2 个长度 6 m 铁管作为孔内套管,封孔长度 4 m,封孔后与抽放管路连接,下顺槽利用永久瓦斯抽放系统进行抽放,浓度稳定在 80%~90%,抽放量  $8\text{ m}^3/\text{min}\sim 10\text{ m}^3/\text{min}$ ;上风巷利用局部瓦斯抽放系统,浓度 10%~15%,抽放量  $0.5\text{ m}^3/\text{min}\sim 1.0\text{ m}^3/\text{min}$ 。

### 3) 应用效果

(1) 21118 工作面抽放流量达到  $30\text{ m}^3/\text{min}$ ,瓦斯浓度 15%~20%,纯瓦斯量  $4\text{ m}^3/\text{min}\sim 5\text{ m}^3/\text{min}$ ,该工作面抽放率由原来的 45% 提高到 50% 以上,基本解决了上隅角瓦斯超限问题。

(2) 1173(3)工作面下区段采空区抽放瓦斯浓度稳定在 80%~90%,抽放量达  $8\text{ m}^3/\text{min}\sim 10\text{ m}^3/\text{min}$ ;上区段采空区浓度 10%~15%,抽放量  $0.5\text{ m}^3/\text{min}\sim 1.0\text{ m}^3/\text{min}$ ,抽放率达 55%~60%。上下区段采空区瓦斯涌出量减少 90% 以上,实现了大采高下的快速回采,平均月产达 10 万 t 以上。

## 第五节 综合抽放瓦斯

随着煤矿机械化水平的提高以及综采放顶煤开采方法的应用,开采强度大幅度提高,开采后煤层(包括围岩)、邻近层、采空区等的瓦斯涌出量也急剧增加,有的工作面瓦斯涌出总量超过  $100\text{ m}^3/\text{min}$ ,这样大的瓦斯涌出量,使原有的单一抽放方式、方法已不能消除工作面的瓦斯威胁。为了实现高产高效矿井(工作面)的安全生产,要求瓦斯抽放技术有一个新的突破,而解决高产高效矿井(工作面)的高瓦斯涌出问题的方法只能是实行综合抽放瓦斯。

### 一、综合抽放瓦斯的必要性

从 20 世纪 80 年代开始,随着机采、综采和综采放煤技术的发展和运用,采区巷道布置方式有了新的改变,采掘推进速度加快,开采强度增大,使工作面绝对瓦斯涌出量大幅度增加,尤其是存在邻近层的工作面,其瓦斯涌出量的增长幅度更大,采区瓦斯平衡构成也发生了很大变化。依靠单一的瓦斯抽放方法不能很好地解决高产高效工作面多瓦斯涌出源、高瓦斯涌出量的问题,为了解决这一问题,必须结合矿井的地质开采条件,实施综合抽放瓦斯技术。所谓综合抽放瓦斯技术,就是把开采煤层瓦斯采前预抽、卸压邻近层瓦斯边采边抽及采空区瓦斯采后抽放等多种方法在一个采区内综合使用,在空间和时间上为瓦斯抽放创造更多的有利条件。在工艺及方式方面,将钻孔抽放与巷道抽放相结合,井下抽放与地面钻孔抽放相结合,常规抽放与强化抽放瓦斯相结合,垂直短钻孔抽放与水平长钻孔抽放瓦斯相结合。采用综合抽放瓦斯方法后可最大限度地利用时间及空间增加瓦斯抽放量,提高瓦斯抽放率,尽可能多地降低抽放瓦斯成本,缓解掘、抽、采的接替紧张状态。综合抽放瓦斯方法在技术原理上没有新颖之处,它仅是针对多瓦斯涌出源的特点将多种抽放方法综合在一起,使瓦斯抽放量及抽放率达到最高。

在一个矿井或一个工作面采用多种方式方法抽放瓦斯是综合抽放瓦斯方法的特点,它

是当前高产高效矿井抽放瓦斯技术的发展方向,也是关于治理瓦斯的“密钻孔、严封闭、综合抽”技术方针的重要方面。综合抽放瓦斯是矿井防止瓦斯事故可靠的安全保障措施,也为开发、利用煤层气资源提供了经济有效的技术手段。

## 二、综合抽放瓦斯方法及其效果

由于国内外高产高效及综放工作面的数量日益增多,单一工作面瓦斯涌出量超过  $10 \text{ m}^3/\text{min} \sim 15 \text{ m}^3/\text{min}$  的屡见不鲜,用单一的通风方法已不能消除瓦斯威胁,因而应针对工作面多瓦斯涌出源的特点采用综合抽放瓦斯方法,以保障工作面的安全高产。

### 实例:松藻局打通二矿综合抽放瓦斯方法及效果

松藻局打通二矿是一个开采煤层群的矿井,共有煤层 9~12 层,其中可采煤层 3 层,6 号及 7 号煤层为局部可采,8 号煤层为全部可采,煤层倾角在  $10^\circ$  以下。采煤方法为倾斜或走向长壁后退式。随着无煤柱高档普采和综采工艺的广泛应用,工作面瓦斯涌出量急剧增加,有的超过  $30 \text{ m}^3/\text{min}$ 。经测定,煤层瓦斯含量为  $17.65 \text{ m}^3/\text{t} \sim 21.19 \text{ m}^3/\text{t}$ ,工作面瓦斯平衡构成中,开采煤层瓦斯涌出约占 15%,邻近层瓦斯涌出占 75%,其中上邻近层瓦斯涌出为 28%、下邻近层瓦斯涌出为 47%,围岩及其他瓦斯涌出约占 10%。该矿原先采用单一的下邻近层(8 号煤)抽放瓦斯方法,为了提高采区和矿井瓦斯抽放率,该矿实施了开采层预抽、上下邻近层卸压抽放、采空区抽放及全封闭老采空区抽放等综合抽放瓦斯技术。

#### 1. 开采煤层瓦斯抽放

开采煤层瓦斯抽放有两种方式。第一种是从回风巷沿煤层打近水平钻孔,钻孔平行或斜交工作面,钻孔间距  $3 \text{ m} \sim 5 \text{ m}$ 。由于煤层瓦斯压力大,打钻施工困难,不能达到预定深度( $40 \text{ m} \sim 79 \text{ m}$ ),再加上钻孔变形塌孔,封孔困难,深度不足  $3 \text{ m}$ ,使钻孔漏气严重,抽放效果差,因而停止抽放。第二种是在底板茅口灰岩专用瓦斯巷道中进行穿层网格式布孔,终孔间距  $10 \text{ m} \times 10 \text{ m}$ ,在钻孔控制的  $11\,300 \text{ m}^2$  范围内,布置钻孔 135 个。经过 30 个月的抽放,共抽出瓦斯  $75.2 \text{ 万 m}^3$ ;抽放分为两个阶段,第一阶段为预抽,平均抽放瓦斯量为  $0.37 \text{ m}^3/\text{min}$ ,抽放率为 18.76%,第二阶段为利用工作面前方的卸压作用边采边抽,平均抽放量达  $1.10 \text{ m}^3/\text{min}$ ,经计算总的瓦斯抽放率达 35.94%,取得了较好的抽放效果。

#### 2. 上邻近层及采空区瓦斯抽放

在无煤柱机采工作面抽放上邻近层瓦斯。采用在回风巷内直接布置钻孔的形式,沿回风巷每隔  $50 \text{ m} \sim 60 \text{ m}$  布置一个钻场,每个钻场内施工 5~7 个钻孔,如图 7-29 所示。由于

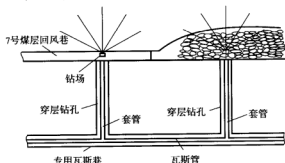


图 7-29 上邻近层瓦斯抽放钻孔与管道布置

钻孔开孔位置在工作面回风巷内,因此,当工作面采至钻场时,需在钻场处留煤墩、煤墩长 5 m~8 m、宽 3 m~4 m,并在钻场位置处架 2~3 架木垛保护钻场,防止工作面采过钻场后,顶板冒落造成断孔或破坏孔口而使钻孔报废。钻孔的终孔位置要在冒落带以上的裂隙带内,但也不可太远,并伸入工作面水平投影长 10 m 以上。此外,为了连接抽放钻孔,从位于茅口灰岩的专用瓦斯巷向钻场位置打  $\phi 108$  mm 的穿层联络钻孔,在钻孔内下  $\phi 63$  mm~75 mm 的套管,利用套管将抽放孔与瓦斯巷内的抽放管路系统连接,形成独特的抽放系统,如图 7-29 所示,这样钻孔在采空区内可以保持较长的时间,不仅在工作面回采期间可抽放上邻近层及围岩的卸压瓦斯,而且在工作面采过后可以继续抽放采空区内的瓦斯。据 N1709 工作面测定,上邻近层瓦斯抽放量平均达  $6.05 \text{ m}^3/\text{min}$ ,约占工作面瓦斯抽放总量的 30%。

### 3. 下邻近层瓦斯抽放

8 号煤层是打通二矿的主要开采煤层,且有煤与瓦斯突出危险。为了防突和抽放瓦斯,在底板茅口灰岩的进、回风两侧各掘一条专用抽瓦斯岩巷,从专用瓦斯巷向 8 号煤层打穿层上向孔,当开采 7 号煤层时,抽放下邻近层(8 号层)的卸压瓦斯。钻孔布置方式如图 7-30 所示,在每条瓦斯专用巷内,每隔 15 m 打一组钻孔,每组扇形布置 5~7 个钻孔,钻孔一直打到 8 号煤层顶板,钻孔孔底间距为 10 m~15 m。该钻孔在上保护层开采前可作为 8 号煤层的预抽瓦斯孔。在 N1709 工作面,下邻近层卸压瓦斯抽放量平均达  $14.1 \text{ m}^3/\text{min}$ ,为工作面瓦斯抽放总量的 70%。

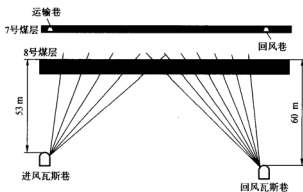


图 7-30 抽放下邻近层瓦斯钻孔布置

### 4. 全封闭采空区瓦斯抽放

为了减少全封闭采空区(即老采空区)瓦斯向矿井总回风及邻近采区的涌出量,避免采区回风瓦斯超限,近些年来,打通二矿采取了全封闭采空区瓦斯的抽放。抽放方法即在封闭老采空区时,在密闭墙中部预埋一根  $\phi 100$  mm 的抽瓦斯管,同时在密闭墙顶部预埋一根  $\phi 25$  mm 取样管,并把抽放管与全矿抽放管路系统连接上。抽放结果表明,7 号煤层由于上邻近层(包括煤线)较多,采空区平均抽放瓦斯量达  $1.33 \text{ m}^3/\text{min}$ ,抽放瓦斯浓度 50% 以上,一般可维持 4~5 年;8 号煤层采空区平均抽放瓦斯量为  $1.0 \text{ m}^3/\text{min}$ ,抽放浓度 40% 左右,一般可维持 2 年左右,抽放效果都很好。1995 年打通二矿有三处全封闭采空区进行瓦斯抽放,平均抽放量达到  $3.54 \text{ m}^3/\text{min}$ ,占矿井瓦斯抽放总量的 14.1%。采空区瓦斯抽放,一方

面要保证密闭期间的施工质量,尽量减少密闭漏风;另一方面要控制抽放负压,一般抽放负压在 8 kPa~20 kPa 内。抽放期间要定期取样分析或采用自动监控装置,防止老空区内煤炭自燃。在该矿全封闭采空区抽放瓦斯期间,CO 从未超过规定值。

表 7-9 列出了 N1709 工作面实施综合抽放(上、下邻近层瓦斯同时抽放)及 N1707 工作面单一抽放(只抽下邻近层瓦斯)的效果对比情况。

表 7-9 工作面综合抽放与单一抽放的效果对比

项 目	N1709 综合抽放	N1707 单一抽放
回风瓦斯量/(m <sup>3</sup> /min)	12.89	21.08
抽放量/(m <sup>3</sup> /min)	20.15	14.16
抽放率/%	60.99	40.18
工作面推进度/(m/月)	34.50	25.75
工作面月产量/t*	10 980	7 018

\* 7 号煤层平均厚度为 0.86 m,最大为 1.56 m。

在松藻局打通二矿无煤柱机采条件下,由于实施了开采煤层、上、下邻近层及封闭采空区综合抽放瓦斯的方法,全矿瓦斯抽放量从 17.3 m<sup>3</sup>/min 增加到 25.8 m<sup>3</sup>/min,矿井瓦斯抽放率由 34.7% 提高到 48.5%,每采 1 t 煤的瓦斯抽放量达到 26.1 m<sup>3</sup>,矿井煤炭产量增幅达 43%,取得了重大的经济及社会效益。综合性瓦斯抽放工艺与技术是未来瓦斯抽放的重点发展方向。高产高效工作面及回风巷中的瓦斯超限,往往成为工作面提高开采率、实现高产高效的障碍。为此,如何在一个采区同时应用几种抽放方法,实现最佳配合,实现在采前和开采期间有效的瓦斯抽放,同时辅以适当增加工作面的供风量,改善采区巷道布置与通风系统,加强通风及瓦斯管理等措施,达到综合瓦斯治理的目的,还有待全面攻关。

## 第六节 瓦斯抽放设备与设施

能够造成一定负压将瓦斯从煤层中抽出,并安全输送到地面上来的专用机械设备称为瓦斯抽放设备。它主要由瓦斯抽放泵、管路系统及安全装置等部分组成。

本节介绍钻机钻具、抽放泵、管路系统、安全装置等瓦斯抽放设备。

### 一、钻探工具

#### 1. 钻机的类别

目前,煤矿井下常用的钻机类别主要有 SGZ-I 型钻机、MK 系列钻机及 ZSM-250 型和 ZYG-50 型钻机等。

#### 2. 钻机的性能

各种钻机的性能见表 7-10

#### 3. 钻机的构造及优缺点

##### 1) MK 系列钻机

主要用途:主要用于煤矿井下钻进地质勘探孔、抽放瓦斯孔、注水孔及其他工程用孔;既适用于硬质合金钻进,又可使用冲击器进行冲击一回转钻进。

结构分主机、泵站、操作台三大部分。其泵站由电动机、油泵、油箱组成。主机由回转器、夹持器、给进装置、机架组成。

表 7-10 钻机性能参数表

名 称	型 号	生产厂家	主要参数及性能
钻 机	SGZ-1A/B	杭州钻探机械制造厂	钻孔深度 150 m, 钻杆直径 42 mm, 立轴行程 400 mm, 电机功率 11 kW
	SGZ-100	杭州钻探机械制造厂	钻孔深度 100 m, 钻杆直径 42 mm, 立轴行程 400 mm, 电机功率 11 kW
	SGZ-III A	杭州钻探机械制造厂	钻孔深度 300 m, 钻杆直径 42 mm, 立轴行程 400 mm, 电机功率 15 kW
	MK-3	煤炭科学研究总院西安分院	钻孔深度 150 和 100 m, 钻杆直径 42 mm 和 50 mm, 给进行程 650 mm, 油箱容积 85 L, 电机功率 15 kW
	MK-5A	煤炭科学研究总院西安分院	钻孔深度 400 m, 钻杆直径 50 mm, 给进行程 1 200 mm, 油箱容积 94 L, 电机功率 30 kW
	MKD-5	煤炭科学研究总院西安分院	钻孔深度 100 m, 钻杆直径 73 mm, 给进行程 600 mm, 油箱容积 94 L, 电机功率 30 kW
	ZYG-150	煤炭科学研究总院西安分院	钻孔深度 100 m~150 m, 钻杆直径 50 mm, 给进行程 720 mm, 油箱容积 150 L, 电机功率 37 kW
	ZSM-250	煤炭科学研究总院西安分院	钻孔深度 200 m~250 m, 钻杆直径 63 mm, 给进行程 720 mm, 油箱容积 150 L, 电机功率 37 kW

优点是结构合理、技术先进、转速范围宽、工艺适应性强、操作省力、安全可靠、解体性好、搬运方便。

## 2) SGZ 系列钻机

主要用途:适用于工程钻孔和地质勘探取芯钻孔,既能用于钢粒钻进,又能用于金刚石钻进。该机机身小,尤其适应于煤矿井下作业。结构由动力机和主机两部分组成。其主机有离合器、变速箱、卷扬机、回转器、机架和液压系统等。回转器采用合箱式,立轴给进操作阀设有停止、上升、下降三个位置。节流阀全部打开时,立轴全速下降;节流阀全部关闭时,立轴停止不动。

优点:通过液压控制,可调节给进速度和给进力,还可控制液压卡盘的松紧,操作方便,安全、省力,钻进速度较高;此外,液压给进装置还可作起重机用。

缺点:给进行程短、操作频繁。

## 二、钻孔设计

### 1. 钻孔直径的确定

钻孔直径大,钻孔暴露的面积亦大,则钻孔瓦斯涌出量也较大。根据测定结果表明,钻孔直径由 73 mm 提高到 300 mm,钻孔的暴露面积增至 4 倍,而钻孔抽放量增加到 2.7 倍。钻孔直径应根据钻机性能、施工速度与技术水平、抽放瓦斯量、抽放半径等因素确定,目前抽放瓦斯钻孔直径一般为 60 mm~110 mm。

### 2. 钻孔深度的确定

根据实测结果表明,单一钻孔的瓦斯抽放量与其孔深基本上成正比关系,因此在钻机性能与施工技术水平允许的条件下,尽可能采用长钻孔以增加抽放量和效益。目前掘进工作面一般使用 SGZ-I 型钻机,掘进迎头的钻孔深度可施工 16 m~20 m,巷道两帮钻场内的钻孔深度可施工 50 m;高瓦斯采煤工作面一般使用 MK 系列钻机,钻孔深度可施工 150 m。



### 3. 钻孔有效排放半径的确定

钻孔的有效排放半径是指在规定的排放时间内,在该半径范围内的瓦斯压力或瓦斯含量降到安全允许值。钻孔排放瓦斯有效半径决定于钻孔排放瓦斯的目的是,如果为了防突,应使钻孔有效范围内的煤体丧失瓦斯突出能力;如果为了防止瓦斯浓度超限,应使钻孔有效范围内的煤体瓦斯含量或瓦斯涌出量降到通风可以安全排放的程度。因此,钻孔排放瓦斯半径可根据瓦斯压力或瓦斯流量的变化来确定。根据测定,钻孔有效排放半径一般为0.5 m~1.0 m,钻孔的有效抽放半径一般为1.0 m~2.0 m。

### 4. 钻孔间距的确定

钻孔孔底间距应小于或等于钻孔有效排放半径的2倍。表7-11为钻孔间距参考值表,抽放时间短而煤层透气性系数低时,钻孔间距取小值,否则,取大值。

表7-11 钻孔间距选用参考值表

煤层透气性系数/( $\text{m}^2/\text{MPa}^2 \cdot \text{d}$ )	钻孔间距/m
$<10^{-3}$	—
$10^{-3} \sim 10^{-2}$	2~5
$10^{-2} \sim 10^{-1}$	5~8
$10^{-1} \sim 10$	8~10
$>10$	$>10$

## 三、钻孔施工

### 1. 瓦斯抽放钻孔施工注意事项

(1) 钻孔要严格按照标定的孔位及施工措施中规定的方位、角度、孔深进行施工,严禁擅自改动。

(2) 安装钻杆时应注意以下问题:

① 先检查钻杆,应不堵塞、不弯曲、丝扣未磨损,不合格的严禁使用。

② 连接钻杆时要对准丝扣,避免歪斜和漏水。

③ 装卸钻头时,应严防管钳夹伤硬质合金片、夹扁钻头和岩芯管。

④ 安装钻杆时,必须在安完第一根后,再安第二根。

(3) 钻头送入孔内开始钻进时,压力不宜太大,要轻压慢转,待钻头下到孔底工作平稳后压力再逐渐增大。

(4) 采用清水钻进时,开钻前必须供水,水返回后才能给压钻进,不准干孔;孔内岩粉多时,应加大水量,切实冲好孔后方可停钻。

(5) 钻进过程中要准确测量距离,一般每钻进10 m或换钻具时必须量一次钻杆,以核实孔深。

(6) 钻进过程中的注意事项如下:

① 发现煤壁松动、片帮、来压、见水或孔内水量、水压突然加大或减小以及顶钻时,必须立即停止钻进,但不得拔出钻杆。

② 钻孔钻透采空区发现有有害气体喷出时要停钻,加强通风并及时封孔。

③ 钻孔钻进时出现瓦斯急剧增大、顶钻等现象时,要及时采取措施进行处理。

(7) 临时停钻时,要将钻头退离孔底一定距离,防止煤岩粉卡住钻杆;停钻8 h以上时

应将钻杆拉出来。

(8) 提出钻具时的注意事项如下:

- ① 提钻前,要丈量机上余尺。
- ② 提钻前,必须用清水冲孔,排净煤、岩粉。

### 2. 钻孔施工中常见安全事故

钻孔施工过程中常见的安全事故有:发生瓦斯燃烧、爆炸和熏人窒息事故;发生煤和瓦斯突出事故;由于电气设备失爆失保而造成电气伤人事故;作业场所由于片帮冒顶而造成伤人事故;作业人员由于操作钻机不熟练而造成钻杆伤人事故;由于排屑不及时,产生煤尘积聚,从而造成煤尘燃烧、爆炸事故等。

### 3. 钻孔施工安全措施

为了防止在钻孔施工过程中发生瓦斯超限事故,钻孔施工作业场所必须要有良好的通风,并安设瓦斯自动报警断电仪。对于瓦斯涌出量大的作业场所,钻孔必须装有防止瓦斯大量泄出的防喷装置,实行“边钻边抽”。

在钻孔施工过程中,必须安排专职瓦斯检查员加强对钻孔施工处的瓦斯等气体的检查,严禁瓦斯超限作业,施工作业人员在钻孔施工过程中还必须佩戴便携式瓦斯检查报警仪。

为了防止在钻孔内发生瓦斯燃烧、爆炸和熏人事故,采用风力排屑时,必须保证钻孔排屑畅通,且施工地点必须配备足够数量的灭火器材。采用水力排屑时,钻孔直径应比钻杆直径大 50% 以上,并且在钻孔施工过程中,严禁用铁器敲击钻具。

为了防止在钻孔施工过程中发生煤和瓦斯突出事故,在突出煤层中打钻时,钻孔施工处必须用厚度不小于 50 mm 的木板一次性背严背实,并在背板外侧用直径不小于 180 mm 的圆木(不少于 2 根)紧贴背板打牢,圆木向上插入顶板不得少于 200 mm,向下插入底板不得少于 300 mm。封孔时套管长度应大于 2 m,套管口应装密封安全装置,以保证钻孔喷孔或突出时人员和设备的安全。

在钻孔施工过程中,若发现有突出预兆及异常现象时,瓦斯检查员和施工负责人要迅速地将所有人员撤至安全地带,同时切断该巷道内所有电气设备的电源,并及时向矿技术负责人、矿调度所以及有关单位汇报,待经过处理且瓦斯等有害气体的浓度恢复正常后,方可继续施工。

为了防止钻孔施工作业场所发生片帮冒顶事故,必须加强钻孔施工作业场所及周围巷道的支护,严禁空帮空顶。

为了防止在钻孔施工过程中发生电气伤人事故,施工钻孔的所有电气设备的防爆质量必须符合《煤矿安全规程》中的有关规定,加强电气设备的检查与维护,严禁电气设备失爆失保,确保设备完好。

施工钻孔的电气设备的电源,必须和作业场所的局部通风机和瓦斯探头实行风、电和瓦斯、电闭锁。

为了防止在钻孔施工过程中发生机械伤人事故,施工钻孔前,必须将钻机摆放平稳,打牢压车柱,悬挂好风水管路及电缆。钻孔施工过程中,钻杆前后不准站人,不准用手托扶钻杆,所有施工人员要将工作服穿戴整齐,佩戴好护袖或将袖口扎牢。

钻孔施工过程中,操作人员要按照钻机操作规程和钻孔施工参数要求精心施工,严格控制钻进速度,钻机不得在无人看管的情况下运转,人工取下钻杆及加钻杆过程中,钻机的控制开关必须处在停止位置,严禁违章作业。为了防止在钻孔施工过程中发生煤尘事故,在钻

孔施工过程中,采用风力排屑时,必须要采取内喷雾或外喷雾等有效的防尘措施。所有钻孔施工人员必须佩带隔离式自救器,并能熟练使用。

#### 四、钻孔的封孔

##### 1. 瓦斯抽放钻孔的封孔方法

瓦斯抽放钻孔的封孔应满足密封性好、操作方便、速度快、材料便宜等要求。对成孔效果好、服务期不长的钻孔可用机械式封孔器(施工方便,封孔器可重复使用);对于煤岩强度不高、封孔深度较长的钻孔可用充填材料封孔。岩石孔一般不少于 2 m~5 m,煤孔一般不少于 4 m~10 m。

##### 1) 机械式封孔器封孔

机械式封孔器型式较多,但是基本结构相似,目前较常用的是 CPW-Ⅱ型矿用封孔器。使用时将封孔器送入钻孔内,然后用高压水管向封孔器里注水,使之产生径向膨胀将钻孔封闭。此种封孔方法适用于成孔效果较好的钻孔。若用于成孔效果不好的钻孔时,由于钻孔形状难以保持规则的圆形及孔壁破碎,因此封孔效果往往不好。

##### 2) 充填材料封孔

充填材料封孔用于钻孔形状规则或不规则的岩孔和煤孔中,封孔方法主要有水泥、砂浆封孔和聚氨酯封孔等。

聚氨酯封孔具有密封性好、硬化快、膨胀性强的优点。它由甲、乙两组药液混合而成,甲组液占总重的 37.52%,乙组液占总重的 62.48%。封孔时,按比例将甲、乙两组药液倒入容器内混合搅拌 1 min,当药液由原来的黄色变为乳白色时,将混合液倒在塑料编织带上并缠在抽放管上送入钻孔,经 5 min 开始发泡膨胀,逐渐硬化成聚氨酯泡沫塑料,它在自由空间内约膨胀 20 倍,在钻孔内可借此膨胀性能将钻孔密封。此种封孔方法的缺点是不适宜于封孔要求较深的钻孔,操作顺序如图 7-31 所示。

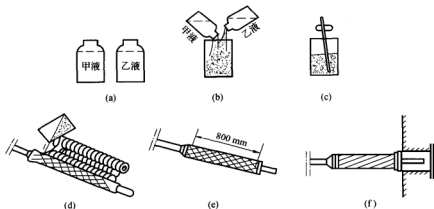


图 7-31 聚氨酯封孔操作顺序示意图

(a) 甲、乙原液; (b) 混合; (c) 搅拌; (d) 混合液倒在塑料编织带上,边倒边缠;  
(e) 卷缠完毕; (f) 向钻孔送抽放管

水泥、砂浆封孔主要借助于 KFB 型矿用封孔泵进行封孔,封孔材料为水泥、水和砂子。封孔时首先在钻孔内插入套管,同时在孔壁与套管之间插入一根注浆管(图 7-32),为了提高封

孔质量,防止注浆时有气泡产生,还要插入一根排气管,然后用高压软管将注浆管与注浆泵连接。此种封孔方法的主要优点是封孔深度不受限制,适宜于封孔要求较深的钻孔。

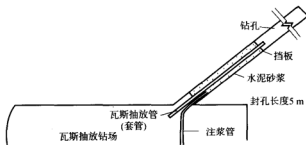


图 7-32 水泥、砂浆封孔工艺示意图

## 2. 钻孔封孔注意事项

- (1) 封孔前必须清除孔内煤、岩粉。
- (2) 封孔时需下套管,套管可采用钢管或抗静电硬质塑料管。
- (3) 封孔时先把套管固定在钻孔内,固定方法可采用木塞或锚固剂等,套管要露出孔口 100 mm~150 mm。
- (4) 用封孔器封仰角孔时,操作人员不得正对封孔器,以防封孔器下滑伤人。

## 五、矿井瓦斯抽放设备与管理

### 1. 抽放瓦斯的管道

#### 1) 瓦斯抽放管路的铺设

瓦斯抽放管路由总管、分管及支管等组成,管材一般选用无缝钢管、焊接管等,支管也可选用玻璃钢管。

瓦斯抽放管路系统的铺设应根据矿井的开拓系统、巷道状况、钻场位置、瓦斯流量等因素而定。应尽量做到:井下抽放管路出气系统设于回风巷道内;抽放管路在铺设时必须吊挂平直,离地高度不小于 300 mm;必须保证抽放系统中所有管路的接头严密、不漏气,正式抽放前,必须对所有抽放管路进行试通、试漏;管路铺设在有提升运输的巷道内时,抽放管路 with 矿车最外缘的间隙必须大于 700 mm;严禁瓦斯管路与电缆同侧吊挂及与带电物体接触;设有抽放管路的巷道需要进行维修时,必须制定保护抽放管路的措施,防止砸坏瓦斯管路;瓦斯抽放管路要每隔一定距离或在高度起伏变化处留有放水三通,以便在管路发生积水及有杂物堵塞时采取措施处理。

#### 2) 瓦斯抽放管路的选型

选择瓦斯抽放管路是决定抽放投资和抽放效果的重要因素之一。瓦斯抽放管路直径  $D$  应根据绝对瓦斯涌出量、预计的瓦斯抽出量及预计的瓦斯抽放率,采用下式进行计算:

$$D = 0.1457 (Q_c / v)^{1/2} \quad (7-11)$$

式中  $D$ ——瓦斯管内径, m;

$Q_c$ ——管内混合气体的流量,  $\text{m}^3/\text{min}$ ;

$v$ ——管内气体经济合理平均流速,取  $v = (5 \sim 15) \text{ m/s}$ 。

矿井瓦斯管路直径:在采区和工作面内一般选用 100 mm~150 mm,大巷的干管选用 150 mm~250 mm,井筒和地面选用 250 mm~400 mm。

### 3) 瓦斯管道阻力计算

管道阻力计算方法和通风设计时计算矿井总阻力一样,即选择阻力最大的一路管道,分别计算各段的摩擦阻力和局部阻力,累加起来计算整个管道系统的总阻力。

各段的摩擦阻力可用下式计算:

$$h_f = (1 - 0.00446\varphi(\text{CH}_4)LQ_c^5)/KD^5 \quad (7-12)$$

式中  $h_f$ ——瓦斯管道的摩擦阻力, Pa;

$L$ ——管道的长度, m;

$D$ ——瓦斯管内径, cm;

$Q_c$ ——管内混合气体的流量,  $\text{m}^3/\text{h}$ ;

$K$ ——管道系数, 见表 7-12;

$\varphi(\text{CH}_4)$ ——管内混合气体中瓦斯浓度的百分值。

表 7-12 管道系统  $K$  值表

管径/cm	3.2	4.0	5.0	7.0	8.0	10.0	12.5	15.0	>15.0
$K$	0.05	0.051	0.053	0.056	0.058	0.063	0.068	0.071	0.072

局部阻力一般不进行个别计算,而是以管道总摩擦阻力的 10%~20%作为局部阻力。管道的总阻力为

$$h_f = (1.1 \sim 1.2) h_{fi} \quad (7-13)$$

式中  $h_{fi}$ —— $i$  段管道的摩擦阻力, Pa。

### 4) 瓦斯抽放管路的连接

抽放瓦斯管路与钻孔可用高压胶皮软管通过抽放多通连接,高压胶皮软管的尺寸可根据封孔套管的直径来选择,煤层钻孔一般选用 2.5 in 半的高压胶管,岩石钻孔一般选用 3 in 或 4 in 的高压胶管。抽放瓦斯管与瓦斯管路的连接如图 7-33 所示。

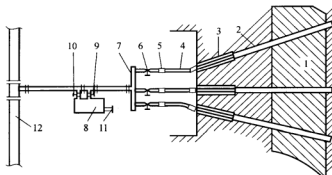


图 7-33 钻场抽放管与瓦斯管路连接示意图

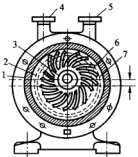
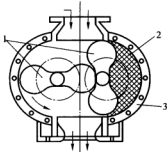
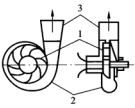
1—煤层;2—钻孔;3—封孔泥浆堵料;4—胶皮连接软管;5—流量计;  
6、9、10、11—阀门;7—汇总管;8—放水器;12—分区分区瓦斯管

## 2. 瓦斯泵

### 1) 瓦斯泵的分类

我国煤矿常用的瓦斯泵有三种类型:水环式真空泵、离心式瓦斯泵和回转式瓦斯泵。其工作原理见表 7-13。

表 7-13 常用瓦斯泵工作原理表

瓦斯泵类型	工作原理	运转原理图
水环式真空泵	工作叶轮偏心地装在泵体内,它旋转时,由于离心力的作用,泵内的水沿外壳流动形成水环,该水环也是偏心的,在水环的前半圈,水环的内表面逐渐离开叶轮轮毂,形成逐渐扩展的空腔而由抽吸口吸入瓦斯;在后半圈,水环内表面逐渐靠近轮毂,形成逐渐压缩的空腔,而把压缩的瓦斯经压出口排出	 <p>1—外壳;2—压出口;3—工作叶轮; 4—压出口管;5—抽吸管;6—抽吸口;7—水环</p>
回转式瓦斯泵	图示左侧叶轮作逆时针转动时,右侧叶轮作顺时针转动,瓦斯从上面吸入,随着旋转所形成的压缩工作容积的减小,瓦斯受到压缩,最后从下端出口排出。两个叶轮在转动中,始终保持进气与排气空间处于隔绝状态,以防压出的瓦斯被吸入进气侧	 <p>1—叶轮;2—压缩中的瓦斯;3—机壳</p>
离心式瓦斯泵	叶轮的旋转带动瓦斯旋转而产生离心力,从而使瓦斯经入口吸入叶轮,增加了动能与势能的瓦斯经扩散器排出	 <p>1—叶轮;2—机壳;3—扩散器</p>

### 2) 常用瓦斯泵的优缺点及适用条件

(1) 水环式真空泵的优缺点及适用条件:水环式真空泵的优点是真高,结构简单,运转可靠;工作叶轮内有水环,没有爆炸危险。其缺点是流量较小,正压侧压力低,轴磨损、

外壳磨损较大。主要适用于瓦斯抽出量较小、管路较长和需要抽放负压较高的矿井或区域,以及瓦斯浓度变化较大,或瓦斯浓度较低的矿井。

由于水环真空泵安全性好,抽放负压大,所以使用较为广泛。目前常用的水环式真空泵主要为武汉特种水泵厂和佛山水泵厂生产的2BE1系列水环式真空泵,它的性能规格见表7-14。

表 7-14 2BE1 系列水环式真空泵性能规格表

型号	最高吸入负压 /kPa	抽气量/(m³/min)		最大轴 功率 /kW	转速/ (r/min)	质量/kg
		吸入负压/kPa				
		- 80	- 60			
2BE1-103-0	- 96.7	6.28	6.57	11.1	175 0	125
2BE1-153-0	- 96.7	10.7	11.1	22.3	175 0	190
2BE1-203-0	- 96.7	20.1	21.4	39.4	117 0	410
2BE1-253-0	- 96.7	43.4	45.8	75.1	880	890
2BE1-303-0	- 96.7	58.3	61.6	91.0	710	1 400
2BE1-353-0	- 96.7	77.0	80.2	126.0	590	2 000
2BE1-403-0	- 96.7	117.1	127.6	212.0	530	3 300
2BE1-355-1	- 84	81.3	94.1	136.0	590	2 200
2BE1-405-1	- 84	120.2	141.0	218.0	530	3 400
2BE1-505-1	- 84	159.7	184.7	266.0	420	5 100
2BE1-605-1	- 84	229.0	269.0	399.0	372	7 900
2BE1-705-1	- 84	340.0	404.0	620.0	330	11 500

(2) 回转式瓦斯泵的优缺点及适用条件:回转式瓦斯泵的优点是抽放流量不受阻力变化的影响,运行稳定,效率较高,便于维护保养;在同功率、流量与压力条件下,瓦斯泵价格为离心式瓦斯泵的50%左右。其缺点是检修工艺要求高,叶轮之间以及与机壳之间间隙必须适当,间隙过小,易摩擦发热;间隙过大,漏气大,效率降低;运转中噪声大;压力高时,气体泄漏较大,磨损较严重。它适用于流量要求稳定且阻力变化大和负压较高的抽放瓦斯矿井。

(3) 离心式瓦斯泵的优缺点及适用条件:离心式瓦斯泵的优点是运转可靠,不易出故障;运行稳定,供气较均匀;磨损小,寿命长;流量高,噪声低。其缺点是价格高、效率低;2台瓦斯泵并联运转性能较差。它适用于瓦斯抽放量大(30 m<sup>3</sup>/min~1 200 m<sup>3</sup>/min)、管道阻力不高(4 kPa~5 kPa)的瓦斯抽放矿井。

### 3) 瓦斯泵选择原则

瓦斯泵的选择原则与选择通风机相似,即:一是瓦斯泵的容量必须满足矿井瓦斯抽放期间所预计的最大瓦斯抽放量;二是瓦斯泵所产生的负压能克服抽放瓦斯管道系统的最大阻力,并在钻孔口造成适当的抽放负压;三是抽放瓦斯浓度低于25%的矿井,不得选用干式瓦斯抽放设备。

瓦斯泵的选型计算包括泵的流量和压力两个主要方面:

#### (1) 瓦斯泵的流量计算:

$$Q = 100 Q_z K / \varphi (CH_4) \eta \quad (7-14)$$

式中  $Q$ ——瓦斯泵的额定流量, m<sup>3</sup>/min;

$Q_z$ ——矿井抽放瓦斯总量(纯量), m<sup>3</sup>/min;

$\varphi(CH_4)$ ——矿井抽放瓦斯浓度, %;

$K$ ——备用系数,取  $K=1.2$ ;

$\eta$ ——瓦斯泵机械效率,一般取 0.8。

矿井抽放的瓦斯总量是指矿井整个服务年限中最大的瓦斯抽放量。

(2) 瓦斯泵的压力计算:

瓦斯泵的压力就是要克服瓦斯从井下钻孔口起,经瓦斯管路到抽放泵,再送到用户或放空所产生的全部阻力损失。其计算公式为

$$H = (H_r + H_c)K \quad (7-15)$$

$$H_r = h_{ak} + h_{rm} + h_{rj} \quad (7-16)$$

$$H_c = h_{cm} + h_{cj} + h_{zh} \quad (7-17)$$

式中  $H$ ——瓦斯泵的压力,Pa;

$H_r$ ——井下负压管路的全部阻力损失,Pa;

$H_c$ ——地面正压管路的全部阻力损失,Pa;

$h_{ak}$ ——抽采钻孔所需负压,Pa;

$h_{rm}$ ——井下负压管路的摩擦阻力损失,Pa;

$h_{rj}$ ——井下负压管路的局部阻力损失,Pa;

$h_{cm}$ ——地面正压管路的摩擦阻力损失,Pa;

$h_{cj}$ ——地面正压管路的局部阻力损失,Pa;

$h_{zh}$ ——用户所需正压,Pa;

$K$ ——备用系数,取 1.2。

上述泵压是指泵站距用户小于 5 km、混合瓦斯流量不超过  $50 \text{ m}^3/\text{min}$  时,输气压力一般不超过 10 kPa 的条件下,由瓦斯泵直接送至用户而进行计算的。

根据计算的瓦斯泵所需要流量和压力,即可按泵的特性曲线或查泵的性能规格表选择瓦斯泵。

### 3. 瓦斯抽放泵站(房)

#### 1) 地面固定式瓦斯抽放泵房

地面固定式瓦斯抽放泵房设施应符合下列要求:

(1) 地面泵房必须用不燃性材料建筑,并必须有防雷电装置。距进风井口和主要建筑物不得小于 50 m,并用栅栏或围墙保护。

(2) 地面泵房和泵房周围 20 m 范围内,禁止堆积易燃物和有明火。

(3) 抽放瓦斯泵及其附属设备,至少应有 1 套备用。

(4) 地面泵房内电气设备、照明和其他电气仪表都应采用矿用防爆型,否则必须采取安全措施。

(5) 泵房必须有直通矿调度室的电话和检测管道瓦斯浓度、流量、压力等参数的仪表或自动监测系统。

(6) 干式抽放瓦斯泵吸气侧管路系统中,必须装设有防回火、防回气和防爆作用的安全装置,并定期检查,保持性能良好。抽放瓦斯泵站放空管的高度应超过泵房房顶 3 m。

泵房必须有专人值班,经常检测各种参数,做好记录。当抽放瓦斯泵停止运转时,必须立即向调度室报告。如果利用瓦斯,在瓦斯泵停止运转后和恢复运转前,必须通知使用瓦斯



的单位,取得同意后,方可供应瓦斯。

## 2) 井下临时抽放瓦斯泵站

设置井下临时抽放瓦斯泵站时,应遵守下列规定:

(1) 临时抽放瓦斯泵站应安设在抽放瓦斯地点附近的新鲜风流中。

(2) 泵站安装地点巷道的高度、长度、宽度等应符合安装瓦斯泵的参数要求,巷道支护情况应良好,以免瓦斯泵长期运转过程中遇到巷道出现异常变形后而搬迁设备,影响抽放工作。泵站安装时,应考虑其使用期限,若使用时间较长,应同时安装有同等型号的备用瓦斯泵,以便运行泵在使用过程中出现故障而及时切换使用。瓦斯泵的安装要符合运转平稳、供排水系统齐全、噪声小的原则。

(3) 抽出的瓦斯可引排到地面、总回风巷、一翼回风巷或分区回风巷,但必须保证稀释后风流中的瓦斯浓度不超限。在建有地面永久抽放系统的矿井,临时泵站抽出的瓦斯可送至永久抽放系统的管路内,但必须使矿井抽放系统的瓦斯浓度符合有关规定。

(4) 抽出的瓦斯排入回风巷时,在排瓦斯管路出口处必须设置栅栏、悬挂警戒牌等。栅栏设置的位置是上风侧距管路出口 5 m,下风侧距管路出口 30 m,两栅栏间禁止任何作业。

(5) 在下风侧栅栏外必须设甲烷断电仪或矿井安全监控系统的甲烷传感器,巷道风流中瓦斯浓度超限,实现报警、断电,并进行处理。

## 4. 瓦斯抽放安全防护装置

抽放瓦斯管路中应按要求设置安全装置,其主要作用是确保瓦斯抽放管路的安全、可靠、有效地运行,便于控制、防止和消灭管路中的瓦斯爆炸与燃烧事故的发生和扩大。主要有放水装置;防爆、防回火装置;控制流量装置;放空和避雷装置等。

### 1) 放水器

抽放瓦斯管路工作时,不断有水积存在管路的低洼处,为减少阻力,保证管路安全有效的工作,应及时排放积水。因此,在瓦斯抽放管路中每 200 m~300 m 最长不超过 500 m 的低洼处应安设一只放水器。放水器有两大类:人工放水器与自动放水器。

(1) 人工放水器 人工放水器的原理如图 7-34 所示,管路工作时,放水器的 3、4 阀门

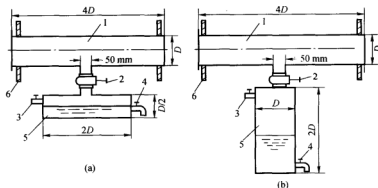


图 7-34 高负压人工放水器示意图

(a) 卧式; (b) 立式

1—瓦斯管路;2—放水器阀门;3—空气入口阀门;4—放水阀门;5—放水器;6—活法兰盘

关闭,2 阀门开启,管路积水流入位置较低的放水器 5 内。当放水时,首先关闭阀门 2 切断负压,打开阀门 3、4,放水器内的积水自动流出,水放完后,关闭阀门 3、4,打开阀门 2。这种放水器结构简单,工作可靠,但需专人放水,可用于井下主、支管内。

(2) 自动放水器 负压自动放水器的原理如图 7-35 所示。放水器的每个工作循环由积水和放水两个阶段组成。在积水阶段时,浮筒处于最低位置,进水闸口敞开,大气进气口与放水闸门均处于关闭状态,抽放管路的积水通过进水口流入放水器。随着积水增加,水位上升,浮筒便开始上浮。当浮筒上升到固定在托盘上的导向杆顶开通大气的密封球阀时,大气进入放水器,改变了筒内的负压状态,托盘与导向杆被吸起,进水闸口被托盘上的胶垫堵头堵住使放水器与负压管路隔绝而仅与大气相通,积水阶段结束而放水阶段开始。随着积水的放出,水面下降浮筒也随着下降,托盘与导向杆等被拉下,使放水器重新与抽放管路相通,同时进气阀与放水阀关闭,放水阶段结束积水阶段开始。每次放水量的大小,取决于放水器的容积和抽放负压。负压越高,一次放水量越大。

目前较常用的负压自动放水器为煤炭科学研究总院抚顺分院生产的 CWG-FY 型放水器。

## 2) 防爆阻火器

《煤矿安全规程》规定,干式抽放瓦斯泵吸气侧管路中,必须装设有防回火、防回气、防爆炸作用的安全装置,并定期检查,保持性能良好。防爆阻火器具有良好的“三防”性能,它在瓦斯压力为 0.17 MPa 下发生瓦斯爆炸时不传爆。其主要原理是:防爆阻火器芯为一条光滑平带和一条斜条波纹的不锈钢带重叠缠绕而成。这两条钢带像螺丝一样,一层叠一层,卷成厚厚的一盘,中间形成众多的小三角形间隙,因为这些间隙(0.7 mm)小于甲烷最大不传爆间隙(1.14 mm)和甲烷最大熄火直径(2.5 mm),所以能有效地防止甲烷爆炸的传播和阻止甲烷火焰的蔓延。

安装防爆阻火器之前,应确认是否有制造许可证和产品出厂许可证,防爆阻火器的安装部位如图 7-36 所示。这种防爆阻火器没有安装方向的要求,水平安装、垂直安装均可,以靠近瓦斯泵为宜。当其在抽放管路中遭污染时,可将其拆下,用压风吹净后再用。

## 3) 抽放瓦斯用抗静电塑料管

抽放瓦斯用的抗静电硬质塑料管比钢管轻,耐腐蚀,成本较低,所以使用量逐渐增多,常被用作封孔套管。

## 4) 抽放瓦斯参数监测仪

瓦斯抽放站参数监测仪可以连续监测瓦斯抽放管路中的甲烷浓度、流量、负压、泵房内泄露瓦斯浓度、泵机的轴温等参数,由微机完成测量、显示、打印等工作。当任一参数超限时,可发出声光报警信号,并按给定程序停止或启动泵机。它的技术参数是:管路内甲烷浓度 0~100%;管路内瓦斯流量 0 m<sup>3</sup>/min~150 m<sup>3</sup>/min;负压 0 MPa~0.1 MPa;泵房内泄露瓦斯浓度 0~4%;泵机轴温最多测点数 8 点;测量精度 0.5% 满量程;警报点误差满量程不

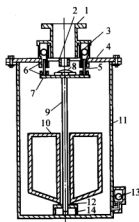


图 7-35 负压自动放水器示意图

- 1—进水管；2—进水口；
- 3—通大气阀；4—外筒盖；
- 5—侧面导向杆；6—磁铁；
- 7—托盘；8—胶垫堵头；
- 9—中心导向杆；10—浮筒；
- 11—外筒；12—挡环；
- 13—放水阀；14—导向座

大于 $\pm 0.5\%$ ;轴温警报误差不大于 $\pm 2^\circ\text{C}$ 。

### 5. 放空管

瓦斯泵进、出口侧应设立放空管,当瓦斯泵因故障停抽或瓦斯浓度低于规定时,抽放管路中的瓦斯可经放空管排到大气中去。放空管出口至少高出地面 10 m,而且至少高出 20 m 范围内建筑物 3 m 以上;放空管必须接地;放空管周围有高压线或其他易燃瓦斯因素时,应编制专门的安全措施。放空管的安设位置如图 7-36 所示。

### 6. 避雷器

在瓦斯泵房和瓦斯罐附近的较高的建筑物周围或中心地带应设置避雷器,安设地点如图 7-36 所示。其主要作用是防止阴雨天气由于雷电引起的电火花而破坏建筑物或点燃放空管瓦斯,防止火灾等事故发生。

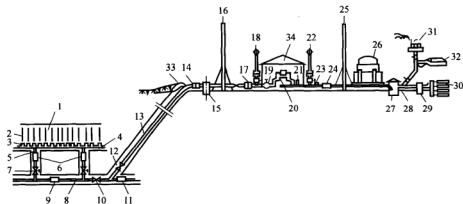


图 7-36 矿井瓦斯抽放与利用设施布置示意图

- 1—井下抽放瓦斯区; 2—瓦斯钻孔; 3—瓦斯钻场; 4—钻场分支管; 5—抽放区支管;  
6—抽放区流量计; 7—阀门; 8—抽放瓦斯主管; 9—放水器; 10—抽放主管阀门; 11—放水器;  
12—抽放主管阀门; 13—井下抽放主管; 14—地面防爆阻火器; 15—放水器; 16—避雷器;  
17—防爆阻火器; 18—放空管; 19—阀门; 20—瓦斯泵; 21—阀门; 22—放空管; 23—阀门;  
24—流量计; 25—避雷器; 26—瓦斯罐; 27—防爆阻火器; 28—地面瓦斯供应主管; 29—放水器;  
30—地面供应住宅区; 31—瓦斯发电厂; 32—地面瓦斯利用车间; 33—井口; 34—瓦斯泵房

### 7. 孔板流量计

为了全面掌握与管理井下瓦斯抽放情况,需要在总管、支管和各个钻场内安设测定瓦斯流量的流量计。孔板流量计比较简单、方便,目前井下一般采用孔板流量计。孔板流量计的标准规格如图 7-37 所示。

孔板流量计由两个短管和一个有标准孔口的圆板构成,使用时安装在管道中,用水柱压差计测出孔板前后的压差和管内瓦斯浓度,按下式计算出标准状态下的混合气体流量,即

$$Q = 9.7 \times 10^{-4} \times K \{ h \times p / [0.716 \varphi(\text{CH}_4) + 1.293(1 - \varphi(\text{CH}_4))] \}^{1/2} \quad (7-18)$$

式中  $Q$ ——温度为  $20^\circ\text{C}$ , 压力为  $101.3 \text{ kPa}$  时的混合气体流量,  $\text{m}^3/\text{min}$ ;

$h$ ——孔板两端静压差,  $\text{Pa}$ ;

$p$ ——孔板出口端绝对静压,  $\text{Pa}$ ;

$\varphi(\text{CH}_4)$ ——瓦斯浓度, %;

$K$ ——孔板流量系数,  $K = K_t \times C_1 \times S_K (2g)^{1/2} \times 60$ ;

$K_t$ ——孔板系数(加工精度好时取 1);

$C_1$ ——流速收缩系数, 取 0.65;

$S_K$ ——孔板孔口面积,  $\text{m}^2$ 。

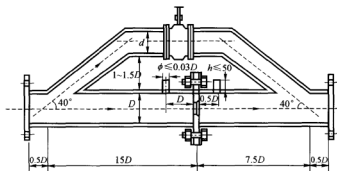


图 7-37 孔板流量计安装示意图

## 六、矿井瓦斯抽放管理

《煤矿安全规程》第 148 条规定,抽放瓦斯必须遵守下列规定:

(1) 利用瓦斯时,瓦斯浓度不得低于 30%,且在利用瓦斯的系统中必须装设有防回火、防回气和防爆作用的安全装置。不利用瓦斯、采用干式抽放瓦斯设备时,抽放瓦斯浓度不得低于 25%。

(2) 抽放容易自燃和自燃煤层的采空区瓦斯时,必须经常检查一氧化碳浓度和气体温度等有关参数的变化,发现有自然发火征兆时,应立即采取措施。

(3) 井上下敷设的瓦斯管路,不得与带电物体接触并应有防止砸坏管路的措施。

除以上要求外,还要加强以下管理制度和措施。

### 1. 瓦斯抽放日常管理制度

(1) 抽放矿井必须建立、完善瓦斯抽放管理制度和各部门责任制。矿长对矿井瓦斯抽放管理工作负全面责任。矿技术负责人对矿井瓦斯抽放工作负全面技术责任,应定期检查、平衡瓦斯抽放工作,解决所需设备、器材和资金;负责组织编制、审批、实施、检查抽放瓦斯工作规划、计划和安全技术措施,保证抽放地点正常衔接和实现“抽、掘、采”平衡。矿各职能部门负责人对本职能范围内的瓦斯抽放工作负责。

(2) 抽放矿井必须设有专门的抽放队伍,负责打钻、检测、安装等瓦斯抽放工作。

(3) 抽放矿井必须把年度瓦斯抽放计划指标列入矿年度生产、经营指标中进行考核。

(4) 矿井采区、采掘工作面设计中必须有瓦斯抽放专门设计,投产验收时同时验收瓦斯抽放工程,瓦斯抽放工程不合格的不得投产。

(5) 瓦斯抽放系统必须完善、可靠,并逐步形成以地面抽放系统为主、井下移动抽放系统抽放为辅的格局。

(6) 抽放系统能力应满足矿井最大抽放量需要,抽放管径应按最大抽放流量分段选配。

地面抽放泵应有备用,其备用量可按正常工作数量的 60% 考虑。

(7) 抽放管路应具有良好的气密性、足够的机械强度,并应满足防冻、防腐蚀、阻燃、抗静电的要求;抽管路不得与电缆同侧敷设,并要吊高或垫高,离地高度不小于 300 mm。

(8) 抽放管路分岔处应设置控制阀门,在管路的适当部位设置除渣装置,在管路的低洼、钻场等处要设置放水装置,在干管和支管上要安装计量装置(孔板计量应设旁通装置)。

(9) 井下移动抽放泵站应安装在抽放瓦斯地点附近的新鲜风流中,当抽出的瓦斯排至回风道时,在抽放管路排出口必须采取设置栅栏、悬挂警戒牌、安设瓦斯传感器等安全措施。

(10) 抽放泵站必须有直通矿井调度室的电话,必须安设瓦斯传感器。

(11) 抽放泵站内必须配置计量装置。

(12) 坚持预抽、边掘边抽、随采随抽并重原则。

(13) 煤巷掘进工作面,对预测突出指标超限或放炮后瓦斯经常超限或瓦斯绝对涌出量大于  $3 \text{ m}^3/\text{min}$  的,必须采用迎头浅孔抽放、巷帮钻场深孔连续抽放等方法。

(14) 采煤工作面瓦斯绝对涌出量大于  $30 \text{ m}^3/\text{min}$  的,必须采用以高抽巷抽放、顶板走向钻孔抽放等为主的综合抽放方法。

(15) 采煤工作面瓦斯绝对涌出量大于  $30 \text{ m}^3/\text{min}$  的,瓦斯抽放率应达到 60% 以上;瓦斯绝对涌出量达到  $20 \text{ m}^3/\text{min} \sim 30 \text{ m}^3/\text{min}$  的,瓦斯抽放率应达到 50% 以上,其他应抽采煤工作面,瓦斯抽放率应达到 40% 以上。

(16) 尽量提高抽放负压,孔口负压不小于 13 kPa。

(17) 必须定期检查抽放管路质量状况,做到抽放管路无破损、无泄露,并按时放水和除渣,各放水点实行挂牌管理,放水时间和放水人员姓名必须填写在牌板上。

(18) 抽放泵站司机要持证上岗,按时检测、记录抽放参数和抽放泵运行状况。

(19) 加强瓦斯抽放基础资料管理。抽放基础资料包括:抽放台账、班报、日报、旬报、月报、季度分解计划、钻孔施工设计与计划、钻孔施工记录与台账等。

(20) 抽放矿井必须按月编制分解瓦斯抽放实施计划(包括瓦斯抽放系统图)。

(21) 抽放矿井每月由矿技术负责人牵头组织安全监察和相关部门参加,检查验收瓦斯抽放量(抽放率)和抽放钻孔量。

## 2. 钻孔施工参数与瓦斯抽放参数的管理

### 1) 钻孔施工参数的管理

(1) 钻孔施工人员必须严格按钻机操作规程及钻孔施工参数精心施工,保证施工的钻孔符合设计要求,确保钻孔施工质量。

(2) 钻孔施工人员当班必须携带皮尺、坡度规、绳线等量具。

(3) 钻孔施工前,钻孔施工人员必须按设计参数要求,在现场标定钻孔施工位置,并悬挂好钻孔施工图板。

(4) 钻孔必须在标定位置施工,钻孔倾角、方位、孔深符合设计参数要求,做到定位置、定方向、定深度。钻孔施工时,孔位允许误差  $\pm 50 \text{ mm}$ ,倾角、方位允许误差  $\pm 1^\circ$ ;煤层钻孔施工时,中排钻孔孔深允许误差 100 mm,上排、下排钻孔分别施工至本煤层顶、底板方可终孔,并不得比设计孔深少 2 m。

(5) 钻孔施工人员必须认真填写好当班的施工记录,记录内容包括孔号、孔深、倾角、钻杆数量及钻孔施工情况等。

(6) 加强钻孔施工验收制度,顶板走向钻孔或底板穿层钻孔终孔时,必须要有验收人员现场跟班验收。

(7) 抽放钻孔必须要有施工和验收原始记录可查。

(8) 钻孔布置应均匀、合理。从岩石面开孔,开孔间距应大于 300 mm;从煤层面开孔,开孔间距应大于 400 mm;岩石孔封孔长度不小于 4 m,煤层孔封孔长度不小于 6 m;当采用穿层孔抽放时,钻孔的见煤点间距不应超过 8 m;当采用顺顶层孔抽放时,钻孔的终孔间距不超过 10 m。

## 2) 瓦斯抽放参数的管理

(1) 每个抽放系统必须每天测定 1 次抽放参数,数据要准确,做到填、报、送及时,测定时仪器携带齐全,并熟知仪器性能及使用方法。

(2) 当采煤工作面距抽放钻场 30 m 时,要每天观测 1 次钻场距工作面的距离,并保证系统完好。

(3) 使用 U 型压力计观测数据时,必须保持 U 型压力计内的液体清洁、无杂物。

(4) 观看压力计时,要将压力计垂直放置,使两柱液面持平。

(5) 安装压力计时,应按规定将压力计的胶管与管道上的压力接孔连接,并使其稳定 1 min~2 min,然后读取压力值。

(6) 在测定流量或负压时,如 U 型压力计内的液面跳动不止,应检查积水情况,并采取放水措施。

(7) 每次观测后,应将有关参数填写在记录牌上,并保证牌板、记录和报表三对口。

(8) 抽放钻场(钻孔)必须实行挂牌管理。牌板内容为:钻场编号;设计钻孔孔号及其参数(角度、深度);实际施工钻孔参数(角度、深度);各钻孔抽放浓度;钻场总抽放浓度、负压、流量等。此外,要定期考察单孔浓度、负压、流量等。

(9) 泵站必须逐步推广自动检测计量系统,井下移动泵站暂不安设自动检测计量系统的,必须安设管道高浓度瓦斯传感器和抽放泵开停传感器。人工检测时,泵站每小时检测 1 次,井下干管、支管、钻场每天检测 1 次。

(10) 抽放量的计算要统一用大气压为 101.325 kPa、温度为 20℃ 标准状态下的数值。自动计量的,通过监控系统打印抽放日报;采用孔板计量的,每班应计算抽放总量,再根据三班抽放量等情况编报抽放日报。

(11) 抽放台账、班报必须由队长审签;抽放日报由区长、通风副总审签;抽放旬报、月报由总矿技术负责人、矿长审签。

## 思考题与习题

7-1 如何判定一个矿井是否需要进行瓦斯抽放?

7-2 煤矿瓦斯抽放的基本方法有哪几种?

7-3 简述本煤层瓦斯抽放的意义、分类及其存在的问题。

7-4 掘进工作面边掘边抽钻孔如何布置?它的特点是什么?

7-5 简述邻近层瓦斯抽放的意义及其分类。

7-6 采用上邻近层底板瓦斯抽放巷穿层钻孔瓦斯抽放法时,其抽放钻场及抽放钻孔如何布置?

- 7-7 简述采空区瓦斯抽放的含义、分类及其注意事项。
- 7-8 采用顶板走向钻孔瓦斯抽放方法时,对施工顶板走向钻孔有什么要求?
- 7-9 采用高抽巷瓦斯抽放方法时应注意哪些事项?
- 7-10 瓦斯抽放钻孔的施工参数有几种?
- 7-11 什么是钻孔的有效排放半径? 钻孔的有效排放半径如何确定?
- 7-12 瓦斯抽放钻孔的封孔方法有几种? 各有什么优缺点?
- 7-13 钻孔施工过程常见的安全事故有几种?
- 7-14 简述钻孔施工过程中的安全注意事项。
- 7-15 瓦斯抽放管路系统的铺设有哪些要求?
- 7-16 常用的瓦斯泵有几种类型? 各有何特点? 适用于什么样的矿井?
- 7-17 瓦斯抽放泵站(房)有哪些主要要求?
- 7-18 瓦斯抽放安全防护装置有哪些? 各有什么作用?

# 第八章 实践教学

## 第一节 实 验

### 实验一 瓦斯爆炸演示实验

#### 一、实验目的

通过观察瓦斯爆炸过程,了解瓦斯爆炸的条件、效应及危害。

#### 二、实验仪器及设备

- (1) 智能型瓦斯爆炸实验装置;
- (2) 高纯度甲烷气体(99.9%)。

智能型瓦斯爆炸实验装置主要由大数码显示屏,模拟巷道,瓦斯浓度调节系统,微机控制、手控及遥控系统等多种瓦斯引爆形式装置等组成,如图 8-1 所示。

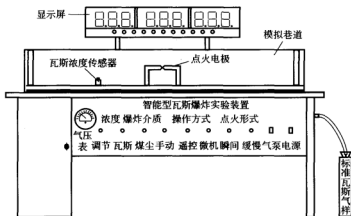


图 8-1 智能型瓦斯爆炸实验装置

#### 三、实验内容及步骤

##### 1. 智能型瓦斯爆炸实验装置功能

##### 1) 模拟瓦斯爆炸实验

智能型瓦斯爆炸实验装置所选用的模拟巷道材料为 6 mm 厚的有机玻璃,模拟巷道的外部罩有高强度的防爆网。装置安装有大数码显示屏,可将瓦斯爆炸的三个条件——瓦斯浓度、氧气浓度和点火温度同时显示出来。



### 2) 点火形式

装置设置有两种点火引爆瓦斯的形式:一种为瞬间点火;另一种为缓慢点火。缓慢点火可显示爆炸时的温度值,瞬间点火设置有倒计时报警器,在瓦斯爆炸前 10 s 开始倒计时。

### 3) 控制形式

装置设有三种控制操作形式,即微机控制、手动控制和遥控控制,这三种形式可独立使用。

## 2. 操作方法

首先打开装置面板上的总电源开关“电源”和气泵开关,开始充气;注意“气压表”上升至 0.2 MPa,瓦斯浓度达到 5%~16% (最好是 9% 左右),一切正常时,关闭瓦斯气瓶的阀门;然后进行点火操作。其操作过程如下:

### 1) 手动操作

(1) “瞬爆 I”按钮的使用:按下该键,装置面板“瞬间”灯亮,倒计时开始,显示“5”、“4”、“3”、“2”、“1”至“0”,点燃瓦斯起爆。

(2) “缓爆”自锁按钮使用:按下该键后经数秒,所显示点燃温度值逐渐上升至瓦斯引爆,加热器自动断电,温度显示保持点燃温度值。

(3) 浓度“调节”按钮使用:如果显示瓦斯浓度过高,可按下该键,向模拟巷道内充入新鲜空气,排出巷道内多余的混合气体。

(4) 备注:“瞬爆 II”作为备用键(当增加瓦斯爆炸引起煤尘爆炸时用)。

(5) 手动、遥控波段开关:拨至“手控”位置,由手控盒控制各项操作;拨至“遥控”位置,由遥控器控制各项操作。

### 2) 遥控器各按钮操作

(1) A 键:同手控盒“瞬爆 I”钮;

(2) B 键:同手控盒“瞬爆 II”钮;

(3) C 键:同手控盒“缓爆”钮;

(4) D 键:同手控盒“浓度调节”钮。

### 3) 微机操作

根据面板上提示选择对应操作按钮,可进行“瞬爆”、“缓爆”等操作。

## 四、注意事项

(1) 在进行实验时,要保证实验场所空气流通,不能有火源存在。

(2) 当模拟巷道中的瓦斯浓度过高时,可充新鲜空气进行调节。调节时,从废气排出口排出的气体要排放到室外,防止废气积聚。

(3) 实验过程中,气压压力调整不得超过 0.2 MPa。模拟巷道两头需各用一层普通报纸密封压紧,并把多余的报纸撕掉,以免被爆炸火源引燃。

(4) 空气压缩机的进气要保证新鲜和清洁,进气口的空气滤料要定期清洗和更换,并防止滤料进入空压机。

(5) 缓慢加热电阻丝,在更换时要进行密封,防止漏气。注意内罩的温度传感器位置,否则温度值将显示不准确。

## 实验二 便携式瓦斯检测仪器的使用和校正

### 一、实验目的

学习光学瓦斯检测仪的使用方法;了解光学瓦斯检测仪的构造、原理;掌握光学瓦斯检测仪的使用和校正方法。

### 二、实验仪器及设备

- (1) AQG-1 型光学瓦斯检测仪(测量范围 0~10%);
- (2) 载体热催化型甲烷检测仪,热导式甲烷检测仪;
- (3) AJW-10 型甲烷检测仪校正仪,标准气样;
- (4) 甲烷气样(0~2%)及气袋,气体扩散箱。

### 三、实验内容及步骤

#### 1. 用光学瓦斯检测仪测定甲烷和二氧化碳浓度

仪器使用前的准备工作由实验指导老师完成,学生实验时按以下步骤进行:

##### 1) 用新鲜空气清洗瓦斯室

用手捏放吸气球 5~6 次,用新鲜空气清洗瓦斯室。

##### 2) 调零

如图 8-2 所示,首先按下按钮 5,转动测微手轮 1,使微读数刻度盘的零位与指标线重合。然后,按下按钮 4,转动粗动手轮 2,从目镜 3 中观察,将干涉条纹中最黑的 1 条或 2 条黑线中的任一条与分划板上的零位线对准,并记住所对的这条黑线,旋上护盖,此后不得旋动护盖,以免零位变动。

##### 3) 测定甲烷浓度

(1) 测定时,将连接瓦斯室入口的橡皮管和储有甲烷气体的储气袋相连,打开储气袋气阀,然后慢慢握压吸气球 5~6 次,使待测定气体进入瓦斯室,关闭储气袋气阀,拔下橡皮管。

(2) 由目镜中观察干涉条纹是否已移动,先读出干涉条纹在分划板上移动的概数。例如,条纹移动到 1%~2% 之间。

(3) 转动测微手轮,把对零位时所选用的那根黑条纹移动到当前位置前的整数位置上,并让黑条纹和这个整数的刻度对齐。上例中让黑条纹和 1% 的刻度线对齐。

(4) 按下测微照明电路的按钮 5,读取刻度盘上的读数。如果在 0.24%~0.26% 之间,可读为 0.25%,其测定结果为  $1\% + 0.25\% = 1.25\%$ 。

(5) 测定后应把测微刻度盘退转到零位位置,盖好目镜盖,完成测定。

##### 4) 测定二氧化碳浓度

在有甲烷的地方测定二氧化碳,或是在测定甲烷的同时又测定二氧化碳,必须先测定甲烷和二氧化碳的混合含量(不用钠石灰吸收二氧化碳,只用硅胶或氯化钙吸收水蒸气),然后再用钠石灰吸收二氧化碳来测定甲烷含量,把两次测得的读数相减所得的差值再乘以

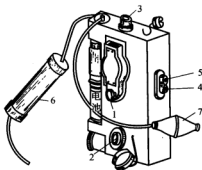


图 8-2 AQG-1 型光学瓦斯检测仪

1—测微手轮;2—粗动手轮;3—目镜;  
4、5—电源按钮;6—附加吸收管;7—吸气球

0.955,即得二氧化碳的实际浓度。具体操作步骤和测定甲烷浓度相同。

每位学生都要自己动手测定一次,并将测定结果填入实验报告书中。

## 2. 用载体热催化型甲烷检测仪和热导式甲烷检测仪测定甲烷浓度

载体热催化型甲烷检测仪和热导式甲烷检测仪都是以数字形式显示出甲烷浓度的检测仪器。这两类仪器的型号比较多,可以对瓦斯浓度连续检测,操作步骤简便,具体使用方法如下:

(1) 首先将仪器开关打开,观察仪器电源电量是否充足,若电压不足,应进行充电。

(2) 若仪器不需要充电,则应在新鲜空气中按下开关按钮,打开开关,观察仪器是否显示“0.0”。若不是显示“0.0”,则应调整调节电位器将显示调为“0.0”。

(3) 将调整好的仪器打开开关,放入含有甲烷的试样容器中,经一定时间自然扩散后,即可读出甲烷浓度。

## 3. 光学瓦斯检测仪的校正

### 1) 原理

光学瓦斯检测仪在使用一段时间或经过修理后都必需校正,校正后仪器的读数与标准读数相比较,若误差在规定的范围内,则可以使用,否则应及时进行检修。仪器在规定的正常工作条件下,仪器的指示数与标准值之差应不超过表 8-1 的规定。

表 8-1 仪器的允许误差

测量范围 $\varphi(\text{CH}_4)/\%$	0~1	1~4	4~7	7~10
允许误差 $\varphi(\text{CH}_4)/\%$	$\pm 0.05$	$\pm 0.1$	$\pm 0.2$	$\pm 0.3$

常用的校正方法是水柱压力校正法,该方法所用设备简单,精度高。其原理为:当光学瓦斯检测仪的空气室和瓦斯室内的气体具有不同的折射率时,便会产生干涉条纹的移动,引起折射率变化的因素很多,如气体的种类不同、压力变化、温度变化等。利用空气室和瓦斯室的压力差而产生的折射率差来代替两室的气体种类不同所产生的折射率的差别进行仪器的校验。不同甲烷浓度对应的压差值见表 8-2。

表 8-2 对应于不同甲烷浓度的压差值

$\varphi(\text{CH}_4)/\%$	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
压差值/Pa	516.8	1 034.6	1 551.4	2 096.2	2 586.0	3 102.8	3 620.6	4 137.4	4 655.2	5 172.0
水柱高/mmH <sub>2</sub> O	52.7	105.5	158.2	211.0	263.7	316.4	369.2	421.9	474.7	527.4

在非标准状态下,由于与甲烷浓度  $x\%$  对应的水柱高度与校正地点的气压无关,只需对温度的影响进行校正。温度为 11℃~40℃时的校正系数见表 8-3。

表 8-3 温度校正系数

温度/℃	校正系数	温度/℃	校正系数	温度/℃	校正系数
11	0.969 3	21	1.003	31	1.038
12	0.972 7	22	1.007	32	1.041

续表 8-3

温度/℃	校正系数	温度/℃	校正系数	温度/℃	校正系数
13	0.976 1	23	1.010	33	1.044
14	0.979 5	24	1.014	34	1.048
15	0.982 9	25	1.017	35	1.051
16	0.986 3	26	1.021	36	1.055
17	0.989 8	27	1.024	37	1.058
18	0.993 2	28	1.027	38	1.061
19	0.996 6	29	1.031	39	1.065
20	1	30	1.034	40	1.068

例如,校正仪器处的温度为 25℃,则对应于甲烷浓度为 4% 的水柱高度可由表 8-2 中查得标准状态下的水柱高为 221.0 mm,再从表 8-3 中查出 25℃ 时的校正系数为 1.017,故得校正时的水柱高应为  $221.0 \times 1.017 = 224.6$  mm。

图 8-3 所示为 AJW-10 型瓦斯检测仪校正仪的结构原理图。

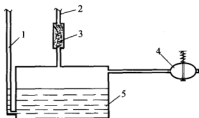


图 8-3 甲烷检测仪校正仪的结构原理图

1—水柱;2—连接欲校正仪器的胶管;3—吸收管;4—加压球;5—水箱

加压球:采用压板压橡皮球对仪器的瓦斯室加压。压力大小由水柱高度指示。

吸收管:内装硅胶,用来吸收进入瓦斯检测仪中空气中的水汽。

水箱:储水容器。为了减少误差,它的内截面积与水柱玻璃管的内截面积之比应大于 400。

## 2) 操作步骤

(1) 检定点的选择:取 1%、4%、7%、10% 作为检定点。

(2) 检定方法:校正工作由两人操作。首先用清洁空气清洗气路,然后将仪器的手动吸气球、电池及过滤器取下;再用厚壁橡皮管把甲烷检测仪进气口与校正仪相连接,并用堵头将仪器出气口堵上,切勿漏气;用直流稳压电源以仪器额定电压值对仪器供电;然后一人加压看水柱计读数,另一人看瓦斯检测仪读数。校正时可先将校正仪的水柱升到最高点,停 1 min,检查校正仪和瓦斯检测仪的气密程度,然后由高到低一般在四个预定水柱高度的检定点上进行校正,并将校正结果填入表 8-4 内。

(3) 数据处理:每次检定均在示值稳定后读数,每点检定 3 次,取其算术平均值作为检定结果值。

表 8-4 瓦斯检测仪校正记录表

校正时气象条件		加于气样式的水柱高度 /mm			相当于甲 烷含量 /%	允许误差 /%	甲烷检测仪读数/%				备注
气压 /Pa	温度 /℃	“标准 状态” 条件下	校正 系数	实际 高度			第一次	第二次	第三次	平均	
		52.7			1	±0.05					
		211.0			4	±0.1					
		369.2			7	±0.2					
		527.4			10	±0.3					

通过以上对瓦斯检测仪的校正可以看出,使用瓦斯检测仪检测甲烷浓度时,只有当测点的气压和温度与标准状态相同时测定结果才是准确的,否则可引起测量误差。但这对于一般精度要求的井下测量可以不必考虑。而作为精确测量时,可按下式对测定结果进行修正。

$$\varphi(\text{CH}_4) = \varphi'(\text{CH}_4) \times \frac{1.01325 \times 10^5}{p} \times \frac{T'}{293} \quad (8-1)$$

式中  $\varphi(\text{CH}_4)$ ——实际甲烷浓度, %;

$\varphi'(\text{CH}_4)$ ——仪器读得的甲烷浓度, %;

$p$ ——测量地点的大气压力, Pa;

$T'$ ——测量地点的绝对温度, K。

例如,用瓦斯检测仪作精确测量时,如果测量地点的气压为 102 657.9 Pa, 温度为 30 ℃, 仪器读数为 3%, 所以甲烷的实际浓度应为

$$\varphi(\text{CH}_4) = 3\% \times \frac{1.01325 \times 10^5}{102\,657.9} \times \frac{273+30}{293} = 3.062\%$$

### 实验三 WTC 瓦斯突出参数仪的使用

WTC 瓦斯突出参数仪是一种便携式矿用本质安全型仪器, 防爆标志为 ibI (+150 ℃)。主要测定两类参数: 一类是煤与瓦斯突出预测预报参数, 包括钻屑瓦斯解吸指标  $K_1$ 、钻屑温度差  $\Delta T$ 、孔底煤壁温度  $T$ 、工作面放炮后 30 min 内吨煤瓦斯涌出量指标  $V_{30}$  和瓦斯涌出特征指标  $K_C$ ; 另一类是工作面瓦斯浓度参数, 包括被测地点 8 h 内的瓦斯浓度、掘进工作面放炮后 1 h 内的瓦斯浓度。测定的所有数据都可存储、显示、打印。仪器具有掉电自动保护数据功能。在测定  $K_1$  时, 键盘输入最大钻屑量  $S_{\max}$  后, 能预报工作面的突出危险性。仪器能在一个班内测量 3 个工作面的突出预测参数, 各工作面的数据都相互独立, 互不影响; 每个工作面能测量 30 个煤样的数据。为防止误操作, 对关键操作设有确定警告, 如采样超过 30 个煤样, 仪器不执行采样功能; 测量工作面超过 3 个时, 仪器不执行采样功能; 按“清零”键发出警报, 确定是否清零等, 保证了测量数据不因误操作而丢失。测量  $V_{30}$ 、 $K_C$  和瓦斯浓度时, 要求与 AZJ-85 型便携式瓦斯警报仪配套使用。

仪器具有功能强、体积小、重量轻、操作简单、性能可靠、防潮防尘性能好等优点, 是煤矿防治瓦斯突出灾害不可缺少的一种先进装备。

## 一、实验目的

(1) 了解仪器的构造与工作原理、主要性能。

(2) 通过实验,能完成以下主要操作:

- ① 测定解析指标  $K_1$  值;
- ② 测定  $K_1$  和  $\Delta T$  时的操作;
- ③ 测定  $V_{30}$ 、 $K_C$ 、1 h 内瓦斯浓度操作;
- ④ 测定  $K_1$ 、 $V_{30}$ 、 $K_C$ 、1 h 内瓦斯浓度预测方法;
- ⑤ 测定  $K_1$ 、 $\Delta T$ 、 $V_{30}$ 、 $K_C$ 、1 h 瓦斯浓度预测方法;
- ⑥ 测定孔底煤壁温度操作;
- ⑦  $V_{30}$  数据显示和打印;
- ⑧ 测定工作面瓦斯浓度状态的操作。

(3) 掌握仪器维修及注意事项。

## 二、仪器的主要特点与性能

### 1. 主要技术指标

测量范围:压差 0~10 kPa 温度 0~40 ℃

测量误差:压差  $\pm 1.5\%$  FS 温度  $\pm 1.5\%$  FS

分辨率:压差 10 Pa 温度  $\pm 0.1$  ℃

工作电源: GNYG0.6×7 镉镍蓄电池组

工作电流: <75 mA

存储容量: EPROM 16 K RAM 2 K

模拟通道: 4 路

工作时间: 8 h

体 积: 180 mm×120 mm×83 mm

质 量: <1 kg

### 2. 主要性能

1) 测定突出参数状态的功能

(1) 测定钻屑瓦斯解吸指标  $K_1$ 。键盘输入钻屑量指标  $S_{\max}$ , 根据  $K_1$  和  $S_{\max}$ , 预报工作面突出危险性。

(2) 测定解吸指标  $K_1$  和钻屑温度差  $\Delta T$ 。键盘输入钻屑量指标  $S_{\max}$ , 根据  $K_1$  和  $S_{\max}$ , 预报工作面突出危险性。

(3) 测定工作面放炮后 30 min 内吨煤瓦斯涌出量指标  $V_{30}$  和涌出特征指标  $K_C$  以及 1 h 内的瓦斯浓度。

(4) 测定解吸指标  $K_1$ 、工作面放炮后 30 min 内吨煤瓦斯涌出量指标  $V_{30}$ 、瓦斯涌出特征指标  $K_C$  和 1 h 内的瓦斯浓度。键盘输入钻屑量指标  $S_{\max}$ , 根据  $K_1$  和  $S_{\max}$ , 预报工作面突出危险性。

(5) 测定解吸指标  $K_1$ 、钻屑温度差  $\Delta T$ 、工作面放炮后 30 min 内吨煤瓦斯涌出量指标  $V_{30}$ 、瓦斯涌出特征指标  $K_C$  和 1 h 内的瓦斯浓度。键盘输入钻屑量指标  $S_{\max}$ , 根据  $K_1$  和  $S_{\max}$ , 预报工作面突出危险性。

(6) 测定孔底煤壁的温度或其他测温点的温度。

注意:测量瓦斯突出预测参数时,仪器以  $K_1$  和  $S_{\max}$  指标为依据判断工作面突出危险性。但根据长期的预测实践认为,仅以  $K_1$  和  $S_{\max}$  指标进行预测难以满足生产实际的要求,应根据多指标综合分析才能更准确地预测工作面的突出危险性。为此,该仪器设计了测量  $V_{30}$ 、 $K_C$ 、 $\Delta T$ 、 $T$  等指标的功能,以便于生产单位根据自己的实际情况综合分析工作面的突出危险性。

(7) 测定并记录工作面 8 h 内的瓦斯浓度,每 10 s 测量一个数据,30 s 取一平均值供显示和存储,最多可记录 960 个数据。

执行(1)~(5)项功能时,一个班能测量并记录 3 个工作面的数据;每个工作面可测量 30 个煤样的瓦斯解吸指标,29 个  $\Delta T$  数据,1 个  $V_{30}$  和 1 个  $K_C$  指标,120 个瓦斯浓度数据(每 30 s 存储 1 个浓度数据)。执行(6)项功能时能测量 30 个点的温度数据。

测量  $V_{30}$ 、 $K_C$  和瓦斯浓度数据时,瓦斯浓度的测量范围和测量精度根据配套的 AZJ-85 型便携式瓦斯警报仪确定,范围为 0~5%,精度为 0.1~0.3%。

#### 2) 显示

四位液晶 LCD 显示。

#### 3) 键盘

17 个触摸式按键,其中电源开关键和复位键各 1 个,数字和功能键 15 个。

#### 4) 并行接口

采用 CENTRONICS 标准接口与 TP $\mu$ P-16T 微型打印机连接,实现数据打印输出。

### 3. 仪器结构

仪器结构如图 8-4 所示。

### 4. 仪器配置

WTC 瓦斯突出参数仪包括:

(1) WTC 瓦斯突出参数仪主机

(2) WTC 瓦斯突出参数仪煤样罐(图 8-5)

(3) WTC 瓦斯突出参数仪充电器

(4) TP $\mu$ P-16 微型打印机

(5) AZJ-85 型便携式瓦斯警报仪

(6) 相应的附件

### 三、突出参数操作

#### 1. 操作概述

仪器的操作设有测定突出参数状态和测定瓦斯浓度状态两个状态。两个状态不能兼而有之。选择测定突出参数状态时,又可选择前述测量功能中(1)~(6)项功能。选择测定瓦

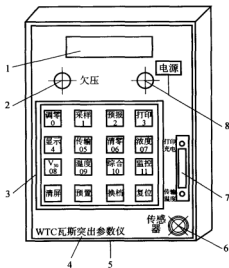


图 8-4 WTC 瓦斯突出参数仪主机结构图

1—显示窗口;2—欠压指示灯;

3—键盘;4—铭牌;5—调电开关;

6—压差接头;7—DBF-25-P 插座;

8—电源开关及指示灯

1 台(必备件)

1 个(测定突出预测参数时必备)

1 台(必备件)

1 台(必备件,但可多台 WTC 共用)

1 台(测  $V_{30}$ , 测瓦斯浓度时必备)

1 套(测定突出预测参数时必备)

斯浓度状态时,能测量并记录 8 h 的瓦斯浓度值。8 h 时间到,仪器自动停止采样。8 h 时间不到,中途可以人为中断采样。

仪器第一次使用前,应将铭牌卸下,用小螺丝从铭牌遮盖的窗口中将第二电源开关拨到“开”位置(右侧);该开关关闭后,除充电外,其他任何操作都不能进行;该开关打开后,打开面板电源开关即可进行各种操作,关闭面板电源开关,电池组仍向数据存储器供电,以保证测量数据在面板电源开关关闭后不致被丢失。开关拨到“开”位置后,应将铭牌重新装好,以免影响仪器的防爆性能。

## 2. 充电操作

### 1) 充电操作

将充电器“充电/打印”选择开关拨到充电侧,然后将充电器上 25 芯连接头与 WTC 主机的 DBF-25 连接器连接好,再将充电器上的两芯插头插入 220 V 交流电源插座中,打开充电器总开关,充电器电源指示灯点亮,即开始给仪器充电。

### 2) 注意事项

(1) 仪器在测定过程中,如遇仪器面板上的欠压指示灯(绿色)亮起时,说明仪器电量不足,应立刻停止使用,否则将直接影响到预测的准确度。

(2) 仪器在充足电的情况下,能够连续工作 18 h 以上。如使用不足 8 h,不能立即为其充电。这时应对仪器进行放电(操作见后),方可进行充电;否则,会造成电池寿命缩短。

### 3. 仪器放电操作

在断开充电器电源的情况下,将充电器上 25 芯连接接头(孔)与仪器 25 芯连接接头(针)相连后,如充电器电池电压高于 9 V,则最左边的红指示灯将立刻亮起,则放电直到指示灯熄灭为止;如电压低于 9 V,则灯不亮。

## 4. 有关仪器标定事项

### 1) 标定

标定是在仪器出厂时由质量检验部门进行的工作。用户使用过程中若发现测量数据偏大或偏小,怀疑仪器精度有问题或根据有关规定要求定期标定时,用户应送有关质量检验部门或送回生产厂家质量检验部门根据产品标准重新进行标定,用户不得擅自标定。

### 2) 注意事项

正常使用情况下,应每年标定 1 次,以确保仪器的准确性。

## 5. 测定突出预测参数状态的操作

### 1) 测定解吸指标 $K_1$ 值的操作

测定解吸指标  $K_1$  值的操作流程如图 8-6 所示。

(1) 连接。如图 8-7 所示,连接主机和煤样罐。

(2) 预置。对预测临界值进行预置,只预置解吸指标  $K_1$  和钻屑量指标  $S_{max}$  的临界值。仪器具有掉电自动保护数据功能,因此临界值的预置并非每次开机都需进行,通常预置好

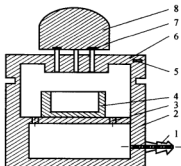


图 8-5 煤样罐结构图

1—压差接头;2—罐体;3—托架;4—煤样杯;  
5—M54—CO 型密封圈;6—嵌件;  
7—M10—AO 型密封圈;8—罐盖



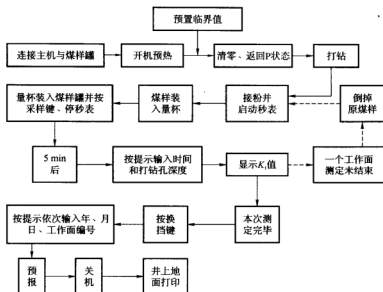


图 8-6 操作流程圖



图 8-7 煤样罐连接图

后,若不改变临界值,就不需重新预置。但为慎重起见,每次开机后,建议执行预置功能查看预置值是否有误。

在 P 状态按“预置”键,将显示“PX.XX”;“X.XX”为  $K_1$  临界值。若此值不正确,或显示符号不正确时,按“清屏”键,显示提示符“P0:”,要求键盘输入  $K_1$  临界值。输入正确数据后,按“预置”键,进入下一参数预置。若显示的预置值正确,按“预置”键,将进入下一参数预置,即显示“AXX.X”;“XX.X”为钻屑量临界值。同样,若显示值或显示符号不正确时,按“清屏”键,显示提示符“A0:”,要求键盘输入钻屑量临界值,再按“预置”循环回到  $K_1$  临界值预置状态。按任何一次预置键后,按换挡键,即返回初始“P”状态。

(3) 清零。下井开始一个班的测量工作时,应将上一个班的测量数据清除掉,否则,若测量数据超过 3 组时,仪器将不执行测量工作,即使不超过 3 组,也与上一个班的测量数据混在一起。消除上一个班的测量数据功能由“清零”键完成。

在 P 状态按“清零”键,显示“00:”,并发出声报警,要求确认是否清零。若按“监控”键,则不清零返回“P”状态。若按“清屏”键,则清零返回“P”状态。

(4) 接粉。钻孔每钻进 2 m,用孔径 1 mm~3 mm 的组合筛子在孔口接煤粉,接煤粉的同时启动秒表计时;充分筛分后迅速装入煤样瓶中,并用筛子刮平,使装入煤样体积和煤样

瓶体积一致,然后拧紧罐盖,松开盖上的旋钮阀门;当秒表计时时间到达预定值 $t_0$ 值( $t_0$ 一般应取1 min、1.5 min、2 min,不应超过2 min),拧紧盖上门阀的同时按仪器采样键,开始该煤样的瓦斯解吸指标测量。

(5) 测定。在P状态按“采样”键,显示提示符“H0:”,表示开始测量解吸指标 $K_1$ 。然后,每隔30 s读取一个数据,并显示“X.XXX”,共读10个数据,第10个数据显示延时2 s后,显示提示符“A0:”,要求输入测量前秒表计时的时间 $t_0$ (min),输入后按“监控”键显示提示符“L0:”,要求输入取煤样时的钻孔深度(m),输入后按“监控”键显示提示符“Pi: X.X”,表示测量工作面第 $i$ 个煤样的 $K_1$ 值(当 $i \geq 10$ 时,显示“P.j: X.X”, $j = 0 \sim 9$ ,表示第 $10+j$ 或第 $20+j$ 个煤样的 $K_1$ ),至此,该煤样测量完毕,拧开煤样罐盖将煤样倒掉。若需测量下一个煤样,重复以上步骤将煤样装好,按“采样”键即可进行下一个煤样的数据测量。

(6) 输入测定日期。按“换挡”键,显示提示符“H0:”、“H1:”、“H2:”、“H3:”,分别要求键盘输入年、月、日和工作面编号,每输入数字后按“监控”键确认,如果在按“监控”键前,发现输入数字有误时,可按“清屏”键进行修改,确定无误再按“监控”键确认,然后仪器返回“P”状态。

若还要继续测量,按“采样”键可继续测量,每个工作面最多可测定30个煤样的数据,当测量煤样个数为30时再按采样键,仪器发出声警报,并拒绝执行采样而自动返回“P”状态。仪器最多可以测量3个工作面的数据,当测量工作面个数为3时再开机采样,仪器发出声警报,并拒绝执行采样而自动返回“P”状态。

注意:若按了“采样”键,而煤样的10个数据还未采完,这时按“监控”键,仪器中断该煤样的采样,显示上一个煤样的 $K_1$ 值,若中断的是第一个煤样,则返回“P”状态,被中断的煤样作废,再进行下一个煤样的测量。

(7) 预报。测量完一个工作面的数据后,可进行该工作面的突出危险性预报,也可一个班测量完后统一进行预报,仪器会根据已进行的操作自动选择预报多少个工作面。

在“P”状态按“预报”键,仪器自动检查已经测了几个工作面的数据(即数据组数)、已预报了几个工作面的数据。若已测数据组数为零,按“预报”键后,仪器不动作。若已测数据组数不为零,则仪器逐组预报,若前面已进行过预报,则仪器自动进行未预报组数的预报。在“P”状态按预报键,显示提示符“Ai:”,表示进行第 $i$ 组预报,要求输入第 $i$ 组的最大钻屑量 $S_{max}$ ,键盘输入 $S_{max}$ 后按“监控”键,显示提示符“i: X”,表示第 $i$ 组的突出危险等级为X,X分别为0,1,2。0为突出危险倾向,1为有突出威胁倾向,2为有突出危险倾向;当突出危险等级不为零时,发出声响警报。继续按“预报”键,开始下一组的预报,若没有下一组数据,仪器自动返回“P”状态。若第一次按预报键时,仪器发现已测的数据组都已预报过,则显示提示符“AA:”,并发出警报,询问是否需要重新预报,按“监控”键表示不需重新预报,返回“P”状态,若需重新预报,再按“预报”键,表示重新逐组预报。

(8) 显示。需要显示测量数据时,按“显示”键,仪器便将测量数据逐组显示。

在“P”状态按显示键显示提示符“L0:”,按“0”键仪器将显示 $K_1$ 值数据;接着显示提示符“L1:”,询问要显示哪一组数据,当输入1,2,3中的任一数后,就显示相应的那一组的数据,若输入的数据大于实测的组数,仪器就不动作,必须重新选择。例如,实测数据为2组(即有两个工作面的数据),而选择输入的组数为3,仪器就不动作,必须重新选择输入不大于2的组数。按“2”键时,若无温度数据,仪器不动作,有温度数据时,则逐个显示温度数据。

进入显示某一组 $K_1$ 数据后,先逐个显示 $K_1$ 值,显示完后,然后显示 $K_{1max}$ 、 $S_{max}$ (最大

钻屑量)和危险等级。危险等级的显示格式为“i:X”。再返回提示符“L1:”状态,询问是否显示下一组数据。

(9) 打印。要求用打印机将测量数据打印出来时,按“打印”键。先用专用电缆将主机与打印机连接好,并给打印机接通+5 V电源,然后开主机电源(注意通电先后顺序),仪器进入“P”状态,如图8-8所示。

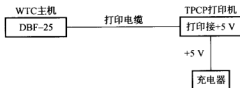


图 8-8 打印连接图

在“P”状态按“打印”键,显示提示符“L0:”,按“0”表示打印  $K_1$  值数据,然后显示提示符“L1:”,询问要打印哪一组数据,输入数据组数 1、2、3 中的任意一个开始打印,若输入组数大于实际测量组数,仪器不动作,需重新选择。例如,打印格式如下:

2003 年 1 月 16 日 F0001;	年、月、日工作面编号
Group: 1	;第一组
L( m) - $K_1$	;钻孔深度、 $K_1$ 值
4.00 - 0.2689	
6.00 - 0.3568	
$K_1, 0 - 0.50$	;预置的 $K_1$ 值、钻屑量
$S_0 = 6.00$	
$L_{\max} - K_{1\max}$	;最大 $K_1$ 值与对应的钻孔深度
6.00 - 0.3568	
$S_{\max} = 3.0000$	;最大钻屑量
Dangrous: 0	;危险程度
注意:	

按“打印”键后,若任一组数据未输入年、月、日和工作面编号,或未进行预报,打印机不动作,此时必须在“P”状态下按“换挡”键,输入年、月、日和工作面编号后或进行预报后再按“打印”键才会将数据打印出来。具体操作如下:当执行打印功能出现未输入日期错误时,可在“P”状态下按“换挡”键,仪器显示“L0:”,询问输入什么数据的日期,选择 0 表示输入  $K_1$  值数据的日期,选择 0 时又显示 L1: 询问输入哪一组数据的日期。输入组数按“监控”键后,显示 H0:、H1:、H2:、H3: 分别要求输入年、月、日、工作面编号(每次输入按“监控”键确认),再返回显示 L1: 询问是否需输入下一组数据的日期。选择下一组数据序号时,显示 H0:、H1:、H2:、H3:、H4:、H5: 分别要求输入年、月、日、时、分、工作面编号数据,然后返回“P”状态。在显示“L0”、“L1”时,按“换挡”键都将返回“P”状态。

进入打印状态后,按“换挡”键可终止打印返回“P”状态。若仪器已将待打印数据全部送入打印机,则不能终止打印。

## 2) 测定解吸指标 $K_1$ 和钻屑温度差 $\Delta T$ 的操作

测定  $K_1$ 、 $\Delta T$ ，键盘输入钻屑量指标  $S_{\max}$ ，根据  $K_1$  和  $S_{\max}$ ，预报工作面突出危险性时的连接如图 8-9 所示。

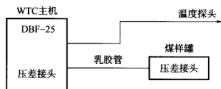


图 8-9 含  $\Delta T$  功能测量的连接

用乳胶管将煤样罐的连接头与 WTC 主机的压差接头相连接，并将温度探头通过 25 芯插接件与主机连接。

在测量解吸指标  $K_1$  数据的同时，还要测量  $\Delta T$  数据，则在按显示、打印、传输键之前必须先按一下“综合”键，这样，显示、打印和传输的数据才会包括  $\Delta T$  数据。而采样时，不论是否按“综合”键，都将测量  $\Delta T$  数据。按“综合”键后显示提示符“PP”，其余操作和不测量  $\Delta T$  时一样。但在要求测量  $\Delta T$  数据时，开机前必须将温度探头连接器接入 WTC 仪器，开机后在按任何键以前应将温度探头放在能代表工作面环境温度典型值的地点，因为此时仪器自动记录环境温度。按“采样”键后，温度探头应放入待测钻屑中，仪器取两次按采样键之间这段时间范围内测量的最低温度与环境温度之差作为两次按采样键期间的  $\Delta T$  数据。

3) 测定工作面放炮后 30 min 内吨煤瓦斯涌出量指标  $V_{30}$  和涌出特征指标  $K_c$  以及 1 h 内的瓦斯浓度时的操作

执行此功能前，必须将 AZJ-85 型便携式瓦斯报警仪用专用连接电缆与 WTC 仪器连接好，并一起悬挂在回风流中。先打开 AZJ-85 仪器电源（仪器应在地面先将零点调好），再开 WTC 电源；WTC 仪器进入“P”状态，按“ $V_{30}$ ”键，仪器显示瓦斯浓度值；预热 5 min 后即可放炮，当仪器检测到 1.5 min 内瓦斯浓度升高 0.5% 时，仪器认为浓度升高点即为放炮起点，由此开始计时，每 30 s 采 1 个样存入内存，共测 1 h 计 120 个数据；当 1 h 时间到，仪器显示提示符“HH:”，要求输入工作面风量（ $\text{m}^3/\text{min}$ ），输入风量后显示提示符“AA:”，要求输入工作面落煤量（t），然后仪器显示  $V_{30}$  数据，显示格式为“XX.XX”，显示时间为 2 s，接着出现提示符“H0:”、“H1:”、“H2:”、“H3:”分别要求输入年、月、日、工作面编号，然后返回“P”状态。放炮后延续时间超过 30 min 但又不不足 1 h 时，可按“换挡键”中断采样，直接要求输入风量和落煤量计算  $V_{30}$  和  $K_c$  指标，这时浓度数据将不足 120 个。判断是否已启动测量  $V_{30}$  的标志是看显示数据 30 s 变化一次还是随机变化。若是随机变化，说明没有启动，否则已启动正在测量。

执行此功能共可测定 3 个工作面的数据，每测完一个工作面的数据后可以关机，测定下一个工作面的数据时又可重新开机测量，仪器自动记录已测工作面个数。当已测工作面个数为 3 时，再执行此功能，仪器将发出警报，并拒绝执行测定工作自动返回“P”状态。

## 4) 测定解吸指标 $K_1$ 、工作面放炮后的 $V_{30}$ 、 $K_c$ 和 1 h 内的瓦斯浓度的操作

仪器上电后根据功能“（1）”的操作方法测定  $K_1$  并预报，然后再根据功能“（3）”的方法测

定工作面放炮后的  $V_{30}$ 、 $K_c$  和 1 h 内的瓦斯浓度。执行完功能“(1)”后可关机,然后再开机测量功能“(3)”,共可执行 3 个工作面的功能“(1)”和功能“(3)”的测量。当任一功能的测量工作面个数为 3 时,再开机测量此功能,仪器将发出声警报,并拒绝执行此功能而自动返回“P”状态。

5) 测定解吸指标  $K_1$ 、钻屑温度差  $\Delta T$  及工作面放炮后的  $V_{30}$ 、 $K_c$ 、1 h 内的瓦斯浓度的操作

仪器上电后根据功能“(2)”的操作方法测定  $K_1$ 、 $\Delta T$  并预报,然后再按功能“(3)”的方法测定工作面放炮后的  $V_{30}$ 、 $K_c$  和 1 h 内的瓦斯浓度。执行完功能“(2)”后可关机,然后再开机测量功能“(3)”,共可执行 3 个工作面的功能“(2)”和功能“(3)”。当任一功能的测量工作面个数为 3 时,再开机测量此功能,仪器将发出声警报,并拒绝执行功能而自动返回“P”状态。

6) 测定孔底煤壁温度时的操作

在“P”状态按“温度”键。若是第一次按“温度”键,则显示提示符“H0:”、“H1:”、“H2:”、“H3:”分别要求输入年、月、日、工作面编号,然后显示“Li”,要求输入孔深,接着显示温度值。当确认温度值稳定后,按“温度”键或“换挡”键,仪器将稳定温度值存入内存并返回“P”状态。若不是第一次按“温度”键,则直接显示 Li,要求输入孔深测量温度值。

7)  $V_{30}$  数据显示和打印

(1) 显示:在“P”状态按“显示”键显示提示符“L0:”,按“1”键显示  $V_{30}$  数据。接着显示提示符“L1:”,询问要显示哪一组数据,当输入 1,2,3 中的任一数后,就显示相应的那一组的数据。进入显示某一组  $V_{30}$  数据后,先显示  $V_{30}$  和  $K_c$  (提示符分别为 A 和 H),再逐个显示瓦斯浓度值,其显示格式为“XX.XX”,显示浓度个数大于 60,最多为 120 个,然后返回提示符“L1:”状态,询问是否显示下一组数据。

(2) 打印:在“P”状态按“打印”键,显示提示符“L0:”,按“1”,接着显示提示符“L1:”,询问要打印哪一组数据,输入数据组数 1,2,3 中的任意一个开始打印。

(3) 温度数据显示与和打印:操作方法与  $V_{30}$  功能大体相同,只是在提示符为“L0:”时输入“2”。

8) 测定工作面瓦斯浓度状态的操作

该状态能连续测量并记录一个工作面 8 h 内的瓦斯浓度参数。

仪器上电后进入“P”状态,在“P”状态按“浓度”键即进入瓦斯浓度测量状态,显示提示符 H,称之为“H”状态。在“H”状态按“换挡”键将返回到“P”状态。在“H”状态,只有采样、打印、显示、清屏、监控、换挡几个键有效,其余键均无效。执行“H”状态的采样功能,要求在仪器开机前必须将 AZJ-85 型瓦斯警报仪用专用连接电缆与 WTC 仪器连接好,并一起悬挂在测量地点;先打开 AZJ-85 仪器电源(仪器应在地面先将零点调好),再开 WTC 电源。具体操作如下:

(1) 采样。在“H”状态按“采样”键,显示 H0:、H1:、H2:、H3:、H4:、H5:,分别要求输入年、月、日、时、分、工作面编号,然后仪器每 30 s 测量 1 个平均浓度值,并显示并送入内存。共测 960 个数据,8 h 读完后,自动返回“H”状态;不足 8 h 时,可按“换挡”键中断采样。但若中断后又采样,前面的数据全部丢失。

(2) 显示。在“H”状态按“显示”键,逐个显示浓度值,按“换挡”键后返回“H”状态。

(3) 打印。用专用电缆将主机与打印机连接好,给打印机接通 +5 V 电源,然后开主机电源,按“浓度”键使仪器进入“H”状态。

在“H”状态按“打印”键,显示“A0:”,要求输入打印数据时间间隔(0.5 的整数倍 min),输入后打印出时间和浓度值。

(4) 清零。在“H”状态按“清零”键,显示“00:”并发声报警,要求确认是否清零。按“监控”键不清零返回“H”状态,按“清屏”键,清屏返回“H”状态。

#### 四、维修及注意事项

##### 1. 维修所需的主要设备和工具

(1)  $3\frac{1}{2}$  或  $4\frac{1}{2}$  (3 位半或 4 位半) 数字万用表;

(2) 直流稳压电源(0~30 V) 1 台;

(3) 20 W 内热式电烙铁 1 支;

(4) 镊子、螺丝刀、钢丝钳、扳手、毛刷等 1 套。

##### 2. 常见故障及处理方法

###### 1) 开机无显示

(1) 铭牌下的第二电源开关未拨到“开”位置,将开关拨到“开”位置即可。

(2) 电池引出线有虚焊或脱焊现象,重新焊接。

(3) CD4013 或 TWH8778 芯片可能损坏,按几次面板电源开关键检查 TWH8778 的 2 或 3 号管脚是否有 +8 V 以上电压输出,若无电压输出,可能是这两块芯片中之一坏了,更换即可。

(4) 电池是否已坏或电池电压过低,若重复充电,电池输出电压仍上不来,说明电池组已坏,更换电池组即可;若充电恢复正常,则是因为未充足电所引起。

(5) 检查 80C31 或 81C55 芯片是否有故障,检查方法是更换芯片看是否恢复工作;若芯片坏,更换即可。

(6) CD4031 电容损坏。

###### 2) 显示乱跳

检查电池组电压是否低于 +6.5 V。若是,重新充电。若充电上不去或按规定充好电后使用时间不足 8 h,可能需要更换电池组。

###### 3) 采样值显示乱跳

(1) 电池电压低于 +8 V,重新充电或更换电池组。

(2) 未接入相应的传感探头,接入相应的探头。

(3) MC14433 或 CD4051 芯片出故障,更换坏芯片即可。

###### 4) 打印不能进行

(1) 未输入年、月、日、工作面编号或未进行预报,重新输入。

(2) 连接不正常或供电不正常,重新连接、检查连接电缆或检查打印机供电电源。

###### 5) 采样数据出错

6116 芯片坏,更换 6116 芯片。

(6) 按“调零”键或“采样”键显示全灭

MC7660 芯片出故障,更换芯片。

### 7) 测量解吸指标时,测量数据出现波动现象

测量瓦斯解吸指标时,若测量数据出现波动,可能是煤样罐漏气。这时可按仪器调零键,然后用乳胶管连接煤样罐,用力向煤样罐中吹气,用手捏住胶管吹气端,插入主机压差接头,看显示值是否能稳定在某一数值,若不能稳定,说明有漏气现象,应检查煤样罐的密封胶圈(一大一小共2个密封胶圈)是否老化或损坏,或者罐盖上门未按紧,更换胶圈或拧紧阀门。

### 3. 使用注意事项

(1) 使用前必须将铭牌下第二电源开关拨到“开”位置,长期不用时应将该开关拨到“关”位置或每月定期充1次电。

(2) 井下使用时,应将矿灯照在显示屏上方能看清显示屏。

(3) 开机测量一个工作面的数据过程中,不能按复位键或关主机电源。若按复位键或关主机电源表明该工作面的测量结束,按复位键后再测量或关机后再开机测量,表示下一个工作面的测量开始,共可进行3个工作面的测量。测完3个工作面的数据后再开机测量,必须先将前面的测量数据清零,否则,测量工作不能进行。

(4) 打印数据时,将电缆连接好后,应先接通打印机电源,再开主机电源;关机时,先关主机电源,再关打印机电源,以防开关打印机电源时带来的脉冲信号交主机内数据破坏。

(5) 井下使用时必须将铭牌上好,以免影响仪器的防爆性能。

(6) 充电器、打印机只能地面使用,不能带下井去。

(7) 测定  $V_{30}$  和放炮后工作面瓦斯浓度时,将仪器悬挂好并开机工作后,人员必须撤至安全地点后再放炮。

(8) 每次开机需预热5 min后方可进行操作。

(9) 未进行预报前按显示键,显示的数据为随机数。

(10) 若发现数据丢失现象,可在每次开机或关机时,先按住复位键不放,再按电源开关键,松开电源开关键,方可松开复位键。这样可有效保证数据可靠性。若无数据丢失现象,可不执行此项操作。

## 五、实验报告的书写内容

(1) 实验目的与要求;

(2) 操作过程与结果;

(3) 存在的问题与解决方法。

## 第二节 课程设计

### 一、课程设计的任务与目的

#### 1. 设计的任务

《矿井瓦斯防治》课程设计是本课程实训教学的一个重要环节,根据给定或实测的高瓦斯矿井或煤与瓦斯突出矿井的条件,完成工作面瓦斯抽放设计或煤与瓦斯突出防治措施设计。

#### 2. 设计的目的

(1) 培养学生的安全工程专项设计能力;

(2) 培养学生独立工作的能力;

- (3) 培养学生分析与解决实际问题的能力;
- (4) 培养学生查阅资料的能力;
- (5) 完成瓦斯抽放或防突技术员的基本训练,为今后从事瓦斯防治工作打下良好的基础。

## 二、时间安排

根据教学计划,课程设计一般应安排在《矿井瓦斯防治》课程结束之后进行,或结合课程内容穿插进行。

## 三、设计内容

- (1) 瓦斯抽放设计。
- (2) 煤与瓦斯突出防治措施设计。

以上内容可根据当地煤矿瓦斯情况,有选择地进行。

## 四、课程设计的质量要求

### 1. 对设计说明书的要求

设计说明书由文字说明、图表、附件组成。具体要求如下:

- (1) 叙述要简明扼要。
- (2) 文理通顺,字体工整清楚。说明书一律用五号长仿宋体书写。章节标题用四号长仿宋体字书写。标题的上方和下方都应留一行空行与正文隔开。
- (3) 说明书一律用 16 开或 A4 纸抄写,在每页边缘都要留出空白,左侧留出 25 mm,右侧留出 20 mm,上方留 25 mm,下方留 20 mm。
- (4) 说明书每页统一用阿拉伯数字编页码,标注在右下角,数字两边加两个小圆点。
- (5) 说明书分章节书写,每一节分段落书写。说明书每章应重新开页。
- (6) 说明书中引用参考书的公式和主要原理以及引证的依据,均应在文字说明的右上角加注参考文献的编号。该编号应与说明书正文后所附的参考文献编号相符。所引用的书籍、资料要列入参考文献中。说明书最后要编列出参考文献和参考书的名称、出版时间(或发表时间)、出版社名、作者名、参考页码。
- (7) 说明书所应用的公式,应将所有符号及单位注明。计算时,将数字代入后,可直接将答案写出,不必将计算过程详细列出。
- (8) 说明书正文之前应编写目录。
- (9) 说明书中附图必须有图名及说明,附表必须有表名及说明。图、表中的所有标注,必须符合煤矿制图标准。

(10) 说明书的章节,应按设计大纲的顺序编写。

(11) 说明书按统一格式装订。

### 2. 对图纸的要求

- (1) 明确反映设计内容,投影关系正确,符合工程要求。
- (2) 符合煤矿制图标准的规定。
- (3) 图面布置均匀整齐,图纸清洁美观,字体工整。
- (4) 所有图纸一律用铅笔绘制或使用计算机制图。
- (5) 说明书中的插图可不按比例绘制,要求其尺寸大体与实际情况相符。
- (6) 插图要直接绘制在说明书纸上,说明书应留出插图的位置。



## 五、成绩评定

设计成绩按优秀、良好、中等、及格、不及格五个等级评定。

### 1. 成绩评定的主要依据

- (1) 课程设计质量;
- (2) 设计中的具体表现、态度;
- (3) 在辅导中,学生所表现的知识水平和解决问题的能力;
- (4) 设计说明书的编写质量;
- (5) 设计图纸的绘制质量。

### 2. 评分标准

#### 1) 优秀

- (1) 设计内容能够较好地体现国家现行的方针政策。
- (2) 设计方案结合实际,先进合理,技术经济效果好。
- (3) 设计图纸正确,符合实际,整洁美观,说明书言简意赅,有理有据,计算正确,抄写工整(可用计算机打印)。

- (4) 独立工作能力强,对设计中的某些内容有深入的分析研究或创造性见解。

#### 2) 良好

- (1) 设计内容能体现国家现行的方针政策。
- (2) 设计方案合理,技术经济效果较好。
- (3) 图纸绘制正确,符合标准,整洁美观,说明书文理通顺,计算正确。
- (4) 独立工作能力较强,在设计指导人指导下,能合理运用资料和文献完成设计任务。

#### 3) 中等

- (1) 设计内容基本能体现国家现行的方针政策。
- (2) 设计方案合理,技术经济效果较好。
- (3) 图纸绘制正确,符合标准,整洁美观,说明书文理通顺,计算较正确。
- (4) 独立工作能力较强,能在设计指导人指导下,运用资料和文献较好地完成设计任务。

#### 4) 及格

- (1) 设计内容能考虑国家的方针政策。
- (2) 设计方案和内容基本符合要求,技术经济效果一般。
- (3) 图纸尚整洁,说明书文理通顺,能说明问题,虽有一般性的错误,但尚能达到设计的基本要求。

- (4) 独立工作能力较差,能够在指导教师的帮助下完成设计任务。

#### 5) 不及格

有下列情况之一者,评为不及格。

- (1) 没有在规定时间内完成大纲所要求的设计任务。
- (2) 态度不端正,说明书和图纸抄袭别人。
- (3) 设计方案有重大原则性错误,说明书和图纸错误较多,质量较差。

## 六、课程设计样本

## 课程设计—煤与瓦斯突出防治设计

## 一、课程设计任务书

## (一) 课程设计的基本条件

## 1. 设计题目

\_\_\_\_\_矿\_\_\_\_\_防治煤与瓦斯突出措施的  
课程设计。

## 2. 原始条件

\_\_\_\_\_矿\_\_\_\_\_水平, 开采\_\_\_\_\_煤层, 其中\_\_\_\_\_为无突出危险煤层,  
\_\_\_\_\_为有突出危险煤层。采区东以\_\_\_\_\_, 西以\_\_\_\_\_, 南以\_\_\_\_\_, 北以\_\_\_\_\_  
为界; 采区走向长\_\_\_\_\_m, 倾斜长\_\_\_\_\_m, 煤层走向\_\_\_\_\_, 煤层平均厚  
度\_\_\_\_\_m, 层间距分别为\_\_\_\_\_m, 倾角\_\_\_\_\_, 容重\_\_\_\_\_t/m<sup>3</sup>。采区瓦斯绝  
对涌出量\_\_\_\_\_m<sup>3</sup>/min, 相对瓦斯涌出量\_\_\_\_\_m<sup>3</sup>/t, 正常涌水量\_\_\_\_\_m<sup>3</sup>/h, 煤  
层自然发火为期\_\_\_\_\_个月, 煤尘\_\_\_\_\_爆炸性, 煤的硬度分别为\_\_\_\_\_  
\_\_\_\_\_; 煤层透气性为\_\_\_\_\_。

突出煤层顶底板情况: 伪顶为\_\_\_\_\_m 泥岩(或泥质页岩), 直接顶为\_\_\_\_\_m 的  
\_\_\_\_\_, 基本顶\_\_\_\_\_m 的\_\_\_\_\_; 底板为\_\_\_\_\_。

采区设计年产量为\_\_\_\_\_万 t/a。

另附采区煤层巷道布置图。

## (二) 设计内容

- (1) 编写防治煤与瓦斯突出措施设计说明书一份。
- (2) 绘出防突措施布置与工艺图(由指导教师确定)。

## (三) 设计时间

课程设计的时间为\_\_\_\_\_周, 其中包括编写说明书和绘图。

## 二、课程设计内容

## 第一章 矿井基本概况

一、简述设计矿井的地理、交通、煤层赋存条件、埋藏特征、煤层层数、厚度; 矿井生产能  
力、生产水平、采区、工作面等。

二、矿井的地质构造及水文地质条件; 主要地质构造的描述。

三、煤层瓦斯含量与涌出量, 矿井瓦斯等级; 煤与瓦斯突出煤层的基本情况。

四、煤层自然发火的情况, 煤尘的爆炸性情况。

五、矿井防治煤与瓦斯突出的基本情况与主要成果。

附图: 矿井开拓系统示意图

## 第二章 防突措施的选择

一、防突措施选择的原则

二、防突措施选择的主要依据

三、防突方案的确定

## 第三章 防突措施的设计

一、设计的基本思路

## 二、设计的主要内容(选其中 1~2 个)

## (一) 石门和其他岩石井巷揭穿突出煤层的防突措施

## 1. 一般规定

## 2. 具体防突措施的设计

- (1) 原理;
  - (2) 防突主要参数设计;
  - (3) 主要施工设备的选择;
  - (4) 防突工艺设计;
  - (5) 安全防护措施的编制等;
  - (6) 措施评价:主要优缺点分析。
- (二) 开采保护层等区域性措施

## 1. 一般规定

## 2. 具体防突措施的设计

- (1) 原理;
  - (2) 保护层的选择;
  - (3) 保护范围的确定;
  - (4) 煤柱影响带的确定;
  - (5) 其他配套措施;
  - (6) 方案评价:主要优缺点分析等。
- (三) 采掘工作面局部防突措施

## 1. 一般规定

## 2. 具体防突措施的设计

- (1) 原理;
- (2) 防突主要参数设计;
- (3) 主要施工设备的选择;
- (4) 防突工艺设计;
- (5) 安全防护措施的编制等;
- (6) 措施评价:主要优缺点分析。

## 课程设计二 瓦斯抽放设计

## 一、课程设计任务书

## (一) 课程设计的基本条件

## 1. 设计题目

\_\_\_\_\_矿\_\_\_\_\_采区\_\_\_\_\_工作面瓦斯抽放设计。

## 2. 基本条件

该采区位于\_\_\_\_\_矿\_\_\_\_\_水平,开采\_\_\_\_\_煤层。\_\_\_\_\_工作面是该采区首采工作面;工作面走向长\_\_\_\_\_m,工作面倾斜宽\_\_\_\_\_m,标高为\_\_\_\_\_m。该工作面煤层倾角\_\_\_\_\_,煤层平均厚度\_\_\_\_\_m,煤层瓦斯含量为\_\_\_\_\_m<sup>3</sup>/t,煤的硬度分别为\_\_\_\_\_;煤层透气性为\_\_\_\_\_;煤层自然发火期为\_\_\_\_\_。

\_\_\_\_个月,煤尘\_\_\_\_爆炸性。  
本工作面老顶为\_\_\_\_岩,厚\_\_\_\_m;直接顶为\_\_\_\_岩,厚\_\_\_\_m;伪顶为\_\_\_\_岩,厚\_\_\_\_m;直接底为\_\_\_\_岩,厚\_\_\_\_m。

另附采区煤层巷道布置图。

## (二) 设计内容

(1) 编写工作面瓦斯抽放设计说明书一份。

(2) 绘出抽放巷道或钻孔布置平、剖面图及抽放系统布置图(由指导教师确定)。

## (三) 设计时间

课程设计的时间为\_\_\_\_周,其中包括编写说明书和绘图。

## 二、课程设计内容及指导

### (一) 设计依据

(1) 设计工作面的煤层条件(煤层和围岩性质、厚度、倾角、层间距等);

(2) 有关煤层瓦斯基础参数,如煤层瓦斯压力及梯度、煤层瓦斯含量、煤层透气性系数、钻孔瓦斯流量衰减系数等;

(3) 瓦斯储量、预计瓦斯涌出量,瓦斯涌出来源等;

(4) 设计采区巷道布置和工作面采煤方法;

(5) 工作面通风方式和通风方法,工作面风量情况。

### (二) 设计内容

(1) 设计工作面概况:设计工作面煤层赋存条件、煤炭储量、生产能力、巷道布置、采煤方法及瓦斯、通风状况;

(2) 瓦斯参数:煤层瓦斯压力、瓦斯含量、煤层透气性系数及钻孔瓦斯流量衰减系数;

(3) 瓦斯基础参数计算或预测:如瓦斯含量、瓦斯涌出量、瓦斯储量、瓦斯可抽量及抽放年限;

(4) 抽放方法:抽放巷道布置;钻场钻孔布置及工艺参数;

(5) 抽放设备选型:抽放泵、管路系统、监测及安全装置。

(6) 设计成果:抽放设计说明书;抽放方法平、剖面图;抽放管路系统图。

### (三) 瓦斯抽放设计的主要内容要求

#### 1. 选择瓦斯抽放方法

利用所学瓦斯抽放的多种方法,根据所设计的煤层、采区或工作面的瓦斯涌出量分级选择瓦斯抽放方法。例如:瓦斯涌出量在  $10 \text{ m}^3/\text{min}$  以下的,采用上隅角埋管或局部顶板走向钻孔抽放方法;瓦斯涌出量在  $20 \text{ m}^3/\text{min}$  以下的,采用以顶板走向钻孔为主,辅以埋管抽放技术;瓦斯涌出量在  $20 \text{ m}^3/\text{min} \sim 50 \text{ m}^3/\text{min}$  的,应使用高抽巷,辅以埋管抽放技术;瓦斯涌出量在  $50 \text{ m}^3/\text{min}$  以上的,应使用高抽巷、回风巷穿层孔、上隅角埋管、尾抽、地面钻井、工作面浅孔抽采等综合抽放技术。以达到降低瓦斯压力、降低瓦斯含量,从而达到显著提高工作面单产,提高煤矿生产的技术经济效益的目的。

#### 2. 确定瓦斯抽放管路路线及瓦斯抽放管路的附属装置

瓦斯管路的选择应符合瓦斯管路敷设的原则。当一个矿井需要抽放瓦斯时,就需要在井上、下敷设完整的管路系统,以便将瓦斯抽出并输送至地面或特定地区。在选择抽放管路系统时,应根据抽放钻场的分布、巷道布置形式、是否利用瓦斯以及发展规划等状况,综合加

以考虑,尽量避免和减少以后在主干系统上的频繁改动。因此,瓦斯抽放管路系统的选择是矿井瓦斯抽放工作的一项重要工作,同时直接影响整个矿井的安全生产和职工的生命安全。为此,在瓦斯抽放管路系统选择中必须满足下列原则:

- (1) 瓦斯抽放管路要敷设在曲线最少、距离最短的巷道中。
- (2) 瓦斯抽放管路应安装在不易被矿车或其他物体撞坏的巷道或位置上。
- (3) 当抽放设备或管路一旦发生故障时,抽放管路内的瓦斯应不至于流进采掘工作面。
- (4) 应考虑运输、安装和维修工作上的方便。

此外,瓦斯抽放管路的敷设还需遵守以下要求:

- (1) 瓦斯管路须涂防腐剂,以防锈蚀。
- (2) 管路底部应垫木垫,垫起高度不低于 300 mm,以防底鼓膨胀损坏管路。
- (3) 倾斜巷道的瓦斯管路,用卡子将管子固定在巷道支架上,以免下滑。在倾角  $28^{\circ}$  以下的巷道中,一般应每隔 15 m~20 m 设一个卡子固定。
- (4) 管路敷设要求平直,避免急弯。
- (5) 主要运输巷道中的瓦斯管路架设高度不得小于 1.8 m。
- (6) 管路敷设时,要求坡度尽量一致,避免高低起伏,低洼处需安装放水器。
- (7) 新敷设管路要进行气密性检查。

地面敷设管路除符合井下管路有关要求外,尚需符合如下要求:

- (1) 冬季寒冷地区应采取防冻措施。
- (2) 瓦斯主管路距建筑物的距离大于 5 m,距动力电缆大于 1 m,距水管和排水沟大于 1.5 m,距铁管路大于 4 m,距木电线杆大于 2 m。

附属装置主要包括阀门、测压嘴、钻孔的连接装置、放水器、孔板流量计等。

### 3. 合理选择钻机并进行钻孔设计

选择钻机包括 MK、ZYG 系列钻机和 SGZ 系列钻机的选择;钻孔设计包括钻孔直径的确定、钻孔深度的确定、钻孔有效半径的确定等。

### 4. 选择瓦斯管道的直径、管材、强度

矿井瓦斯管路直径,在采区工作面内一般选用 100 mm~150 mm,大巷的干管选用 150 mm~250 mm,井筒和地面选用 250 mm~400 mm。

瓦斯管管材一般选用国家定型产品,如热轧无缝钢管、冷拔无缝钢管和焊接钢管等。另外,也可采用钢板卷制,壁厚为 3 mm~6 mm,并需进行 0.2 MPa~0.5 MPa 的水压实验,合格后方可使用。抗静电塑料管、玻璃钢管和纳米管,由于其较钢管轻、耐腐蚀、成本低,近年使用逐渐增多。瓦斯管接头,多半采用法兰盘连接,现在也有部分使用煤炭科学研究总院抚顺分院研制的快速接头连接。

抽放瓦斯管内的压力,一般较管材的强度低的多,但考虑到在运输、安装和使用过程中,可能出现碰撞、挤压、被砸等现象,故对其强度也要有一定的要求。鉴于目前尚无统一的标准,因此,多取排水管道强度的数据。

### 5. 计算抽放管路的总阻力

管路阻力计算方法和通风设计时计算矿井总阻力一样,即选择阻力最大的一路管路,分别计算各段的摩擦阻力和局部阻力,累加起来计算整个管道系统的总阻力。

各段的摩擦阻力可用式(7-12)计算。局部阻力一般不进行个别计算,而是以管道总摩

擦阻力的 10%~20% 作为局部阻力。

#### 6. 选择瓦斯泵及安全装置

常用的瓦斯泵有水环真空瓦斯泵、离心式瓦斯泵和回转式瓦斯泵。

瓦斯泵的选择原则与选择通风机相似,即:一是瓦斯泵的容量必须满足矿井瓦斯抽放期间所预计的最大瓦斯抽放量;二是瓦斯泵所产生的负压能克服抽放瓦斯管道系统的最大阻力,并在钻孔口造成适当的抽放负压;三是抽放瓦斯浓度低于 25% 的矿井,不得选用干式瓦斯抽放设备。

瓦斯泵的选型计算包括泵的流量和压力两个方面:

瓦斯泵的流量计算:

$$Q = 100 Q_z K / \varphi(\text{CH}_4) \eta$$

式中  $Q$ ——瓦斯泵的流量,  $\text{m}^3/\text{min}$ ;

$Q_z$ ——预计的最大瓦斯抽出量,  $\text{m}^3/\text{min}$ ;

$K$ ——备用系数,取 1.2;

$\varphi(\text{CH}_4)$ ——瓦斯泵入口的瓦斯浓度, %;

$\eta$ ——瓦斯泵机械效率,一般取 0.8。

瓦斯泵的压力计算:

瓦斯泵的压力就是要克服瓦斯从井下钻孔口起,经瓦斯管路到抽采泵,再送到用户或放空所产生的全部阻力损失。即

$$H = h_z + h_k$$

式中  $H$ ——瓦斯泵的压力, Pa;

$h_z$ ——管道总阻力,包括井下负压管道的阻力和地面正压管道的阻力, Pa;

$h_k$ ——要求孔口抽放负压, Pa。

根据计算的瓦斯泵所需要流量和压力,即可按泵的特性曲线或查泵的性能规格表选择瓦斯泵。

安全装置主要包括防爆阻火器、放空管、避雷器等。